OPTIMIZAÇÃO DO DESMONTE NUMA MINA A CÉU ABERTO COM APLICAÇÃO DE *AIR DECKS*

PEDRO MIGUEL MARTINS CAVADAS

Dissertação submetida para satisfação parcial dos requisitos do grau de

MESTRE EM ENGENHARIA DE MINAS E GEO-AMBIENTE

Orientador: Professor Doutor Alexandre Júlio Machado Leite

Co-Orientador: Professor Doutor Henrique Sérgio Botelho de Miranda

FEVEREIRO DE 2012

Dedicatória

Dedico esta tese ao meu Pai, Engenheiro Domingos António Marques Cavadas, pela formação pessoal e académica que me permitiu sempre alcançar os meus objectivos.

Dedico à minha Mãe, Doutora Maria de Fátima Martins Cavadas, que foi sempre o meu braço direito e que acredita no meu sucesso profissional, como ninguém.

Dedico este trabalho aos meus irmãos, Afonso Cavadas e Gonçalo Cavadas.

Por último, dedico esta tese aqueles que já não estão presentes entre nós principalmente às minhas irmãs, e aos meus avós.

"A maioria pensa com a sensibilidade, eu sinto com o pensamento. Para o homem vulgar, sentir é viver e pensar é saber viver. Para mim, pensar é viver e sentir não é mais que o alimento de pensar."

Fernando Pessoa - Livro do Desassossego

Agradecimentos

Em primeiro lugar quero agradecer ao meu orientador da FEUP, Professor Doutor Alexandre Machado Leite o seu empenho na condução deste trabalho, e todas as sugestões dadas durante o seu período de realização. De igual modo agradeço ao meu co-orientador, Professor Doutor Henrique Botelho de Miranda, todo o seu apoio e dedicação no acompanhamento que me deu desde o princípio do trabalho.

Agradeço a todos os colegas de curso e amigos com quem convivi durante o meu percurso académico.

Agradeço de igual forma à Engenheira Sílvia Antunes o seu apoio para arrancar com este projecto e a força que me deu durante a sua realização.

Um especial agradecimento ao meu estimado amigo e companheiro de longa data Engenheiro João Luis Ribeiro Pinto, em quem sempre me apoiei.

A todos os familiares que me acompanharam na realização deste trabalho com um agradecimento muito especial a minha Mãe, sem a qual não seria possível a concretização do trabalho.

Um muito obrigado a todos os aqueles que acreditaram que este trabalho era possível.

RESUMO

Este trabalho pretende optimizar o processo de desmonte de uma mina a céu aberto e está estruturado em cinco capítulos. O primeiro está relacionado com uma breve história da indústria mineira e a contextualização do trabalho na actividade mineira, principalmente com a exploração numa mina, e particularmente relacionada com uma das suas etapas o desmonte. O segundo capítulo apresenta as fases de valorização de uma mina, e os tipos de explorações que existem quer a céu aberto como em subterrâneo.

O desmonte de rocha é dividido em duas etapas a perfuração, apresentada no capitulo numero três, e o arranque de rocha, no capitulo quarto. Nestes dois capítulos estão referidos os principais aspectos das duas etapas, permitindo desta forma dar a conhecer os conceitos necessários para introduzir o quinto capitulo.

No quinto capítulo apresenta-se um caso de estudo com sete blocos sujeitos a desmonte. Estes sete blocos representam a actividade mensal de uma mina onde se pretende optimizar o processo de desmonte aplicando o conceito de *air-deck.*

A fase de estudo está dividida em dois momentos; o primeiro momento relativo à alteração dos parâmetros do diagrama de fogo; e no segundo momento uma sugestão de outro tipo de modificações.

O objectivo principal do trabalho é realizar desmonte numa mina a céu aberto, reduzindo o efeito de mistura de teores, melhorando os principais aspectos relacionados com a perfuração e o arranque de rocha, nomeadamente os seguintes; técnicos e económicos.

PALAVRAS-CHAVE: Mina, Desmonte, Perfuração, *Air-Deck*, Optimização.

ABSTRACT

This work aims to optimize the blast of an open pit mine and is structured into five chapters. The first is related to a brief history of mining and context of work in mining, especially with the exploration in a mine, and particularly relates to a dismantling of its stages. The second chapter presents the recovery phase of a mine, and the types of operations both open pit and underground.

The blasting is divided into two stages drilling in the chapter number three, and the blast, in chapter four. In these two chapters are the main features of these two steps, thus allowing making known the concepts necessary to enter the fifth chapter.

In the fifth chapter presents a case study with seven blocks subject to takedown. These seven blocks represent the monthly activity of a mine where we want to optimize the process of blasting with the application of air-deck concept.

The study case is divided into two phases: firstly, the modifications of parameters in the blasting diagram, and secondly a suggestion of other type of modifications.

The main objective of the study is to perform dismantling a mine in the open, reducing the effect of mixed levels, improving the main aspects of drilling and the start of rock, including the following, technical and economic.

ÍNDICE GERAL

ÍNDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE TABELAS

ÍNDICE DE EQUAÇÕES

1

BREVE HISTÓRIA DA INDÚSTRIA MINEIRA E CONTEXTUALIZAÇÃO DO TRABALHO

1.1 HISTÓRIA DA INDUSTRIA MINEIRA

A indústria mineira tem desempenhado ao longo dos tempos um papel preponderante no desenvolvimento e evolução do Homem.

Desde os primórdios (Pré-História) que a vida do Homem está ligada à dependência dos recursos minerais existentes no seu habitat, para o fabrico de utensílios. Numa primeira fase para a caça (Paleolítico), mais tarde na agricultura (Neolítico), de modo a garantir a sobrevivência. As primeiras tribos humanas tinham uma vida nómada, pois viam-se obrigadas a migrar para locais com solos férteis e perto de depósitos minerais que permitissem desenvolver um crescimento sustentável.

Pode-se dizer que os primeiros mineiros datam de 300.000 a.C. e procuravam essencialmente minerais não metálicos como o sílex e mineralóides como a obsidiana (vidro vulcânico) que serviram para o fabrico dos primeiros instrumentos de corte e de caça. As primeiras escavações terão sido feitas em superfície abrindo poços de pequenas dimensões. Posteriormente, por volta 40.000 a.C. começaram os primeiros trabalhos rudimentares de extracção por meio de galerias subterrâneas de curta distância. Cerca de 8000 a.C. há registos de galerias interconectadas com noventa metros de profundidade. A separação e concentração do minério, isto é, o tratamento mineralúrgico primitivo data de 7000 a.C.. Ao processo de concentração e libertação do cobre, primeiro metal a ser testado, seguiu-se o do estanho, do chumbo, da prata, do ouro e do ferro (este só a partir de 1500 a.C.). A tecnologia pirometalúrgica, que implica a submissão de minério a altas temperaturas, aparece pela primeira vez no Médio Oriente por volta de 6000 a.C. As ligas metálicas como o bronze, começam a ser processadas a partir de 2000 a.C., a partir de óxidos de estanho e sulfuretos de cobre como base, e quantidades variáveis de elementos

como o zinco, alumínio, níquel, entre outros, sendo utilizados no fabrico de armas e instrumentos.

Na Grécia Antiga, as explorações mineiras datam de 600 a.C.. Eram construídos vários poços de acesso, com sistemas rudimentares de ventilação, através de um método de exploração que ainda se usa actualmente, o método de câmaras e pilares.

A civilização Romana propulsionou a extracção mineira, com a criação de dispositivos de remoção de água das minas, tais como a nora e o parafuso de Arquimedes, que têm como base de funcionamento alguns dos princípios matemáticos usados ainda em diversas áreas da engenharia moderna.

O Homem começa a desenvolver rapidamente utensílios mais elaborados para a exploração e concentração, à medida que, descobre mais minerais, bem como as aplicações possíveis. A descoberta e utilização dos combustíveis minerais como o carvão, com a finalidade de produzir energia, data do final do século XIII, permitindo ao Homem dar outro salto significativo na evolução da civilização, que tem a sua maior expressão no século XVIII, com a Revolução Industrial.

Em 1627 faz-se a primeira utilização de explosivos numa mina na Hungria, mas só mais tarde em 1850, em França, é que aparece a primeira máquina de perfuração de rocha. Alfred Nobel inventa, em 1865, a dinamite. Já no século XX, em 1950, inicia-se o uso do ANFO na indústria mineira.

Os períodos da História do Homem desde a Antiguidade até aos nossos dias estão associados e identificados a minerais ou seus derivados. Eles incluem a Idade da Pedra (Paleolítico/Neolítico), a Idade do Bronze (4000 a.C. a 1500 a.C.), a Idade do Ferro (1500 a.C. a 1780 d.C.), a Era do Aço (1780-1945) e a Idade Nuclear (desde 1945). Também não é coincidência que muitos marcos na história da humanidade - viagem de Marco Polo à China, as viagens de Vasco da Gama para a África e Índia, a descoberta, do Novo Mundo por Colombo – tenham ficado ligados a minerais como o principal incentivo ou objectivo (Rickard, 1932).

Os minerais e a mineração têm sido associados ao crescimento das grandes civilizações da história. De facto, a expansão do Império Romano, a conquista da América do Norte e do Sul por portugueses, espanhóis, franceses e ingleses, a colonização do continente africano e partes da Ásia, por potências europeias, foram alimentadas pela riqueza mineral. Na actualidade, deparamos com um tipo diferente de império, um cartel económico, que existe com o objectivo de controlar os preços do petróleo - a Organização dos Países Exportadores de Petróleo (OPEP).

Não é possível fazer a cronologia de todos os desenvolvimentos da tecnologia de mineração, mas alguns dos mais significativos pelo seu impacto na indústria e civilização, em geral, são enumerados na tabela elaborada por *John Myers* a qual culmina no lançamento da era da mineração moderna, (no início do século XX) com o advento da

mecanização, produção em massa, e outras técnicas de redução de custos; e mais recentemente com a informatização, avanços que tornaram possível a exploração mineira como se apresenta nos dias de hoje.

1.2 CONTEXTUALIÇÃO DO TRABALHO

Este trabalho surge a partir de experiências obtidas na área mineira, nomeadamente, no desmonte de rocha. Em concreto, foram surgindo algumas questões relacionadas com a optimização e análise do processo de desmonte, para as quais se procuram respostas relacionadas com três aspectos principais:

- Aplicar técnicas de desmonte inovadoras que melhorem o processo de desmonte na sua globalidade, ou seja, do ponto de vista técnico e económico. Para que tal seja possível, é necessário ter em conta algumas premissas que, neste caso concreto, são as condicionantes do planeamento mineiro, que nos obriga a ter uma produção em contínuo, ou seja, desmontar um determinado volume de material mensalmente, independentemente das condicionantes que possam existir.

- As garantias de um nível de fragmentação determinado que se contrapõe à preservação dos teores dos blocos que são objecto de desmonte.

- Apresentar modificações aos diagramas de fogo que, conciliado com as técnicas inovadoras, possam permitir o melhoramento deste processo e a consequente optimização.

É importante ter presente que uma solução técnica que se revele positiva para o processo, tem que ser sustentada por uma quantificação económica.

O trabalho na realidade é a apresentação de um caso de estudo teórico-prático, onde são apresentados sete blocos/tipo (maciços rochosos), com todas as características e o seu modo de desmonte numa mina, às quais, se vão apresentar modificações com a aplicação de *Air-Decks*, que visam preservar os mais possível os teores do bloco após arranque.

Este trabalho está dividido em dois grandes grupos: os estados da Arte que são a perfuração e o arranque; o caso de estudo que será objecto de modificação, análise e apreciação.

Este trabalho pretende apresentar soluções com potencialidade de serem aplicadas em casos semelhantes e introduzir uma mais-valia na área de investigação e desenvolvimento da área mineira, no que respeita ao Desmonte de rocha para minas a céu aberto.

2

INTRODUÇÃO À MINERAÇÃO – PRINCÍPIOS BÁSICOS DA ACTIVIDADE MINEIRA

2.1 INTRODUÇÃO

Existem vários termos e expressões únicas da Mineração, que a caracterizam como domínio técnico (Howard L. Hartman, 1987). É importante desde já, familiarizamo-nos com a linguagem técnica elementar deste capítulo. As definições que seguidamente serão apresentadas estão contextualizadas segundo a Terminologia apresentada por (Thrust, 1968) ou (Gregory, 1983).

Três definições básicas estão intimamente relacionadas:

Mina: uma escavação feita na Terra para extrair minerais.

Mineração: a actividade, ocupação e indústria que permite a extracção de mineiras.

Engenharia de Minas: a arte e a ciência aplicada aos processos de mineração e à exploração das minas.

Do ponto de vista geológico distinguem-se os seguintes termos:

Mineral: substância natural geralmente inorgânica que ocorre na crusta terrestre e que apresenta uma composição química definida e características físicas próprias.

Rocha: um conjunto de minerais

Do ponto de vista Económico, a distinção entre os minerais é feita da seguinte forma:

Minério: mineral que tem valor intrínseco suficiente para ser extraído com lucro.

Escória ou ganga: minerais que não têm utilidade nem valor suficiente para ser em explorados (a ganga ou escoria representa tudo aquilo que vem com o minério mas é considerado desperdício).

Quando relacionamos estas palavras do ponto de vista geológico e económico, os termos apresentam a seguinte distinção:

Depósito mineral: ocorrência geológica de minerais em forma relativamente concentrada com potencial de exploração.

Minério: ocorrência económica de minerais que podem ser extraídos com lucro. A subdivisão conveniente de minerais comerciais compreende três categorias principais, sendo feita com base nas características de utilidade. Minérios metálicos que incluem minérios de metais ferrosos (ferro, manganês, molibdénio, e tungsténio), metais básicos (cobre, chumbo, zinco e estanho), metais preciosos (ouro, prata e platina), e metais radioactivos (urânio, tório, e rádio). Minérios não metálicos (fosfatos, potássio, rocha (para obra civil), areia, cascalho, sal, enxofre e os diamantes industriais. Os combustíveis minerais, mais conhecidos por combustíveis fósseis, incluem, carvão, petróleo, gás, natural, e outros menos comuns. São consideradas fontes marginais a lignite, o xisto betuminoso, as *oilsands* (actualmente, devido ao elevado preço dos combustíveis, à falta de reservas exploráveis e ao avanço da tecnologia estão a tornar-se economicamente rentáveis, e o metano alojado nas camadas do carvão.

É importante referir o facto de a exploração dos combustíveis fósseis como o petróleo e o gás natural terem evoluído de tal forma, tendo do ponto de vista técnico como do económico, que actualmente é considera uma indústria à parte com tecnologia especializada e própria.

A essência da mineração e da extracção de minerais da Terra é a construção de uma escavação, a partir da superfície que permita chegar ao depósito onde este se encontra.

Se a escavação é feita a poucos metros da cobertura vegetal, designa-se mina de superfície ou mina a céu aberto. Se a escavação consiste na abertura de poços para a entrada de humanos conduzidos desde a superfície até as zonas de escavação, então é uma mina subterrânea. Os detalhes específicos de cada um dos métodos de exploração dependem do procedimento, *layout*, e do tipo de equipamentos que se utilizam, estas características são determinadas pelas características físicas, geológicas, ambientais, económicas e legais de cada exploração. Por outro lado, e por vezes com peso determinante no método podem influir condições culturais e geográficas dependo da região, País, e Continente onde aquele é aplicado.

A mineração não é executada de uma forma isolada, nem uma actividade por si só. É precedida por uma investigação geológica dos depósitos e por uma análise económica que o aprova financeiramente. Os minérios que são explorados, como os combustíveis fósseis, os minérios metálicos e os não metálicos passam, depois da extracção, por processos de

beneficiação. O estádio onde este processo é executado designa-se por processamento mineral ou mineralurgia. Os produtos resultantes destes processos estão sujeitos a esta beneficiação são submetidos a processos de concentração, a refinação, purificação, e fundição, para que seja possível a sua utilização pelo cliente que os comprasse; sem os processos de *mill and smelting* os materiais extraídos pela mineração não tem capacidade para ser vendidos.

Ocasionalmente, a escavação na Terra é efectuada para outros fins não intimamente relacionados com a extracção mineral, mas que se torna possível através do conhecimento absorvido pela extracção mineral. Estes trabalhos estão relacionados com obras de construção civil em que o objectivo é produzir aberturas em profundidade que apresentem um comportamento estável e duradoiro no tempo.

Exemplos de obras civis que obrigam a utilizar os princípios de escavação são as construções de túneis, reservatórios de armazenamento subterrâneo, câmaras de eliminação de resíduos e instalações militares.

2.2 FASES DE VALORIZAÇÃO DE UMA MINA

Localizar e explorar um depósito de minerais é uma busca incessante da área da geologia e das ciências da Terra. Desta forma, a Engenharia de minas abrange a área de avaliação de reservas, do planeamento, do desenvolvimento e da exploração de um depósito de minério em qualquer circunstância, enquanto que os campos do processamento, refinação e fabricação estão relacionados com as áreas da Hidrometalurgia e da metalurgia.

A sequência geral das fases da vida de uma mina pode ser comparada com as actividades científicas desenvolvidas na mineração moderna, ou seja, com as áreas de conhecimento mineiro, de que são exemplo a geologia e a geofísica, a engenharia de minas, e a metalurgia.

As quatro etapas fundamentais encontram-se referidas na Tabela 1. Esta pretende resumir algumas actividades realizadas durante as quatro Etapas.

As quatro Etapas incluem-se em Fase não produtiva e produtiva. Apesar de ambas estas fases terem um objectivo comum, que é a potencialidade de abrir uma mina, e consequentemente desenvolver uma exploração, durante a fase não produtiva apenas se analisam dados e efectuar simulações da potencialidade do corpo mineralizado para a exploração.

Na Fase produtiva, ao mesmo tempo que se estão a realizar as infra-estruturas de acesso à mina pode eventualmente iniciar-se uma pequena parte da exploração com o objecto de amortizar o investimento que está a ser realizado.

Tabela 1 – Fases de valorização de uma mina

	Etapas da vida de uma mina		
	Etapas	**Procedimentos**	**Tempo de Execução**
Fase não Produtiva	**1ª Etapa - Prospecção (Deposito Mineral)**		
	Método Indirecto	Geofísica de solo	1 - 3 anos
		Geofísica de satélite	
		Geoquímica	
		Cartografia	
	Análise Histórica	Antigas explorações	
		Fotografia aérea	
		Cartografia antiga, Arquivos legais	
	Método Directo	Física	
		Geologia	
	2ª Etapa - Pesquisa, Analise e Avaliação (Corpo do Minério)		
	Pesquisa	Sondagens	2 - 5 anos
		Poços	
		Trincheiras	
	Analise/ Avaliação	Estimativa de Toneladas	
		Teores/tonelada	
		Avaliação do Deposito (Formula Hoskold)	
	Esta fase determina se o projecto tem viabilidade para prosseguir		
	3ª Etapa - Desenvolvimento (Abertura da Mina)		
Fase Produtiva	Abertura da Mina para iniciar o processo Produtivo	Possuir os direitos de exploração	2 - 5 Anos
		Desenvolver projectos de sustentabilidade Ambiental	
		Executar infra-estruturas de apoio	
		Iniciar decapagens	
		Construir a Planta de Tratamento, Barragens	
	4ª Etapa - Exploração (Mina)		
	Factores para eleger os métodos de Exploração	Comportamento da Geologia (Geomecânica)	7 - 30 Anos
		Económicos (Custo, Amortizações)	
	Tipos de métodos de Exploração	Céu Aberto (Open pit, Open Cast)	
		Subterrâneo (por exemplo, câmaras e pilares, *block caving)*	
		Tipos de Equipamentos	
	Monitorização do processo de Exploração	Controlo do processo Operativo	
		Controlo de custos	
		Monitorização de teores/tonelada	
		Gestão de subempreitadas	

2.2.1 PROSPECÇÃO

A prospecção, primeira fase deste longo processo, é a busca de minerais metálicos e não metálicos. Os depósitos minerais são encontrados à superfície ou em profundidade na Terra. Para que seja possível encontrar estes depósitos utilizam-se técnicas directas e indirectas de prospecção.

O método directo de prospecção, está limitado a depósitos aflorantes. Consiste em exame visual da exposição de um afloramento (*outcrop*) do depósito ou de fragmentos soltos que devido a processos de meteoração se encontram nas imediações dos afloramentos. Outra das formas de utilização do método directo é através da fotografia aérea, juntamente com mapas topográficos, cartas geológicas e conhecimento das estruturas do terreno (cartografia geológica pormenorizada). O geólogo reúne estes dados para identificar potenciais depósitos minerais com interesse económico. Depois de estes dados estarem recolhidos é necessário realizar no campo um mapeamento da formação rochosa e as suas estruturas particulares. Estas duas fases são depois complementadas com estudos analíticos e análises microscópicas das amostras de laboratório; por vezes, as análises laboratório permitem descobrir aquilo que não se consegue ver, mesmo à superfície.

Uma ferramenta científica valiosa é a utilização de pesquisa indirecta de corpos minerais tanto à superfície como em profundidade. A ciência que permite executar os métodos indirectos é a geofísica. A geofísica permite detectar anomalias, que não são mais que concentrações de minerais na Terra, através de métodos gravíticos, sísmicos, magnéticos, eléctricos, electromagnéticos e radiómetricos. Estes métodos são aplicáveis no ar (através de transporte aéreo), na superfície, ou no subsolo. A geofísica aplicada a partir do rastreio aéreo permite identificar áreas com potencial para serem prospectadas com informações mais concretas, e reduzir tempo na busca de novas jazidas minerais.

Actualmente, e mais recentemente, está a ser utilizada a geoquímica para analise de solos e águas. Também na área da botânica (estudo do comportamento da vegetação e identificação de padrões de crescimento nas plantas) existem actualmente centros de investigação orientados para a prospecção.

2.2.2 PESQUISA, ANÁLISE E AVALIAÇÃO DAS RESERVAS

A segunda etapa na vida da mina, tem como objectivo determinar de uma forma tão precisa quanto possível o tamanho e o valor de um depósito mineral, utilizando técnicas similares à da prospecção. A linha de demarcação entre as duas primeiras etapas não é nítida.

As informações nesta etapa são executadas reduzindo a localização até à jazida, ou seja, começa-se com escalas grandes normalmente com prospecção realizada através de métodos aéreos até chegar ao depósito. Posteriormente para identificar a real riqueza da massa mineral são realizadas análise através das amostrar recolhidas no campo. Estas amostras podem ser obtidas por um esquema/malha de sondagens ou por abertura de poços de sondagem, abertura de túneis ou ainda por simples escavação. Estes fragmentos são submetidos a análises químicas, a análises por raio-X, a análise no espectrofotômetro, ou análises radiométricas. As amostras consistem em porções ou lascas dos afloramentos que permitam a análise das suas características físico-químicas.

Nesta etapa a geofísica continua a acompanhar os trabalhos de avaliação de reservas para que o modelo que foi criado na etapa anterior seja ajustado à realidade do campo.

A partir do momento em que estão identificados os depósitos, a sua forma e estrutura e o valor potencial da jazida, os geólogos e engenheiros de minas começam quase de forma simultânea a calcular a tonelagem, os teores e riqueza do depósito. Desta forma, é estabelecido um valor financeiro do minério e realizada uma estimativa de custos de operação, sendo avaliados todos os factores previsíveis de uma potencial operação mineira no local.

Todo este procedimento é chamado de estimativa de reservas ou exame de avaliação de jazida de minério. Esta etapa termina com um estudo de viabilidade minuciosamente executado para determinar o potencial do depósito com vista à abertura de uma mina.

O resultado desta etapa é a decisão entre avançar com o projecto mineiro ou abandonar temporariamente o projecto.

É importante referir o seguinte: quando um projecto mineiro já se encontra nesta etapa pode no momento da sua execução ser inviabilizado, devido a conjuntura económica ou devido a factores da própria reserva, nomeadamente teores inferiores ao desejado. Este trabalho pode consequentemente ficar durante décadas em *stand-by*. Isto porque, pode haver interesse de outras empresas na compra do projecto ou existir uma procura anos mais tarde do minério que foi encontrado no local.

2.2.3 DESENVOLVIMENTO

A terceira etapa corresponde ao trabalho de abertura de um depósito mineral para fins de exploração. Com esta etapa inicia-se a mineração. Para aceder à jazida esta pode ser realizada de duas formas: por remoção do *overburden* a partir da superfície no caso de depósitos que se encontram a poucos metros de profundidade e desta forma por a descoberto o minério, ou pela abertura de poços que permitem aceder em profundidade à massa mineralizada e a partir dai iniciar os trabalhos de exploração subterrânea.

Em ambos os casos, a execução dos trabalhos de exploração é precedida por algumas fases que permitam a sua realização, tais como: a aquisição de concessões de exploração, obtenção de financiamento para iniciar a exploração, execução de acessibilidades ao local da mina, fontes de energia, instalação das lavarias, de áreas de deposição de ganga, e de barragens de decantação; estas acções preliminares devem preceder a actividade de exploração do minério.

A remoção do material estéril que recobre o corpo mineralizado inicia-se, sendo o ciclo de operações idêntico ao do minério. No entanto o factor económico determina um rácio (*stripping ratio*) entre a quantidade de *overburden* a remover e a quantidade de minério. O rácio pode variar (entre 38 e 1 m^3/tonelada) no caso do carvão, devido ao seu baixo valor de mercado; em relação aos minérios metálicos deve ser de um para um (1-1 m^3/tonelada) e no caso dos minérios não metálicos a relação é entre (0-1 m^3/tonelada). No caso da explorações a céu aberto para ouro em solos a estimativa varia entre (3 a 10 g/tonelada).

A etapa do desenvolvimento para explorações subterrâneas é geralmente mais complexa, com custos de operação superiores.

O desenvolvimento requer um planeamento cuidadoso e *layout* de acessos permanentes com um grande nível de segurança. À medida que a exploração avança o planeamento geralmente encontra-se sempre a frente alguns meses ou até mesmo anos da exploração.

O acesso principal da mina desde a superfície até a jazida é normalmente um poço que pode ser de secção circular ou rectangular, vertical ou inclinado (*slope*), e de tamanho suficiente para permitir a passagem de homens e máquinas.

Em áreas de relevo íngreme, realizam-se aberturas, galerias ou túneis em flanco de encosta para aceder ao depósito. A exploração de maciços ou de filões horizontais, normalmente metálicos, é executada de forma horizontal, e por níveis. Estes níveis estão divididos por galerias e travessas e as frentes de ataque, onde o minério está a ser extraído no momento chamam-se câmaras. O acesso entre os níveis é inclinado.

O carvão e a maioria dos minérios não metálicos são frequentemente encontrados sob a forma dos chamados depósitos *flat-lying bedded* sendo explorados pelo sistema de *room and longwalls.*

2.2.4 EXPLORAÇÃO

A **exploração** é a quarta e última etapa da Mineração e está associada à remoção do mineral da Terra em grande escala.

Embora a etapa do **desenvolvimento**, seja necessariamente contínua ao longo da vida da mina, e transversal à exploração, a ênfase na fase de exploração é a produção. O desenvolvimento é realizado com a antecedência suficiente para garantir que a produção, uma vez iniciada, pode continuar de forma ininterrupta durante toda a vida da mina.

O método de exploração seleccionado para a exploração é determinado principalmente pelas características geológicas do depósito mineral. Por sua vez, existem outros tipos de premissas como os limites impostos pela tecnologia, a conjuntura de mercado, e os níveis de segurança exigidos na região onde são explorados. Sendo as condições geológicas e geomecânicas os principais factores na decisão do método de exploração, a concepção do método e as suas infinitas particularidades são determinadas a partir das características das estruturas mineralizadas.

A designada exploração mineira tradicional divide-se em duas categorias principais, dependendo das características acima referidas: a céu aberto ou subterrâneo.

A exploração a **céu aberto** inclui métodos de escavação mecânica, como os *open pit* e os *open cast* (carvão).

A exploração **subterrânea** é geralmente classificada em três classes de métodos: sem apoios (câmaras e pilares, *stoping sublevel*), com apoio (*cut and fill*, *stull stoping*) e o *caving* (como por exemplo, *longwalls* e *block caving*).

É típico em operações mineiras em grande escala verificar que na mineração moderna embora o método seja subterrâneo a utilização de equipamentos e maquinaria pesada das operações a céu aberto é extensível às explorações subterrâneas.

2.3 METODOS TRADICIONAIS DE EXPLORAÇÃO

2.3.1 METODO A CÉU ABERTO

O método a céu aberto é predominante em todo o mundo: por exemplo, nos Estados Unidos 85% das explorações são a céu aberto, excluindo a indústria petrolífera e o gás natural. Neste país 96% das explorações de minerais não metálicos são a céu aberto, em minerais metálicos tem uma representação de 87%, e as explorações à superfície para extrair carvão representam 60% da totalidade (Howard L. Hartman, 1987).

Na mineração a céu aberto, quando se trata de corpos mineralizados aflorantes ou próximos da superfície o material é geralmente extraído num sistema de bancadas, com a utilização de explosivos para executar o arranque e meios mecânicos para remover o material abatido. Se a espessura da massa mineral é muito fina, e o valor do minério é baixo, em vez de se remover o *overburden* utiliza-se um método que se chama ***augering*** (um desmonte por grandes trados horizontais) que permite a remoção exclusiva do minério sem tocar na rocha encaixante. Este método é muito utilizado, por exemplo para o carvão. O equipamento “auger” veio revolucionar o método de extracção do carvão.

A mineração a céu aberto em *open pit* ou *open cast* é geralmente usada para explorar um depósito próximo da superfície da Terra ou nos casos em que exista um rácio baixo de *stripping*, ou seja, uma quantidade de material não mineralizado cujos custos de remoção sejam compensados pelo minério a ser explorado.

Nas operações a céu aberto consegue-se atingir um grande nível de produtividade, um custo operacional baixo e um nível de segurança elevado.

Dentro do método a céu aberto existem variantes como por exemplo os **métodos hidráulícos** de extracção que dependem exclusivamente de água ou outro líquido, tal como em explorações de ferro, sulfatos, caulinos, diamantes, óleo de antraceno, entre outras substâncias. Trata-se do método conhecido por ***Hydraulicking*** que utiliza altas pressões para arrancar as massas mineralizadas. Outros dos métodos de superfície são as **dragagens** que procedem á extracção do minério mecanicamente ou hidraulicamente em embarcações flutuantes.

Uma das formas historicamente mais conhecidas e mais antigas de exploração a céu aberto é a **garimpagem** em que, através de artefactos rudimentares, se procuravam minerais metálicos preciosos, principalmente ouro e minerais valiosos como os diamantes.

Por último, e mais complexo são os métodos de **mineração por solução** que incluem quer métodos de perfuração como poços de sal e processos de *Frasch para* lixiviar o enxofre, quer **extracção por solventes** *in-situ* nas escombreiras, aproveitando o minério residual de minas abandonadas.

2.3.2 METODO DE EXPLORAÇÃO SUBTERRÂNEA

Na mineração subterrânea quase tudo se resume a uma palavra inglesa ***stoping***, que se pode traduzir em português por “câmaras subterrâneas”. A actividade mineira em explorações subterrâneas apresenta maior custo de exploração que as explorações a céu aberto. Desta forma, as minas subterrâneas apresentam capacidades de extracção de minério inferiores e inevitavelmente maior risco laboral.

A opção subterrânea é utilizada geralmente quando a quantidade de estéril existente sobre a massa mineralizada é de tal ordem que inviabiliza a exploração a céu aberto. Uma das grandes vantagens das minas subterrâneas actualmente é o menor impacto ambiental que provocam o que em determinadas circunstâncias acaba por ser determinante na eleição deste método.

As explorações subterrâneas não podem ser vistas como uma actividade de um passado remoto, já que depósitos muito importantes no mundo são hoje em dia explorados através deste método. Por exemplo, as minas de ouro de Witwatersrand (África do Sul - as mais profundas do mundo), El Teniente (Chile – em dimensão a maior mina do mundo) e um exemplo nacional Neves Corvo.

Para abordagem dos sistemas de exploração subterrânea é importante introduzir alguns termos e conceitos. A exploração subterrânea apresenta uma maior complexidade e uma linguagem própria. Termos básico da lavra subterrânea:

Quando a exploração é realizada a cotas inferiores ao terreno base, o acesso à frente de trabalho realiza-se por um poço (*shaft*) ou uma rampa (*decline spiral*, *spiral*). Os poços têm como objectivo o acesso de mineiros à mina, a ventilação mediante injecção de ar desde a superfície a todas a zonas da mina, e o transporte do material desmontado. As rampas, por sua vez, têm vindo a ser cada vez mais utilizadas recentemente, devido às velocidades que se conseguem atingir nos ciclos de carga-transporte-descarga. As rampas permitem o acesso directo à frente de trabalho de maquinaria pesada.

Dentro de uma mina subterrânea temos as galerias, que podem ser caracterizadas segundo a sua orientação relativa à massa mineralizada. Se a sua direcção é sensivelmente paralela à massa mineralizada, designa-se por *drifts* (“galerias de nível” ou “pisos”) se são perpendiculares *chamam-se cross-cuts (travessas).*

A ligação entre os diferentes pisos de uma mina é feita através de poços chaminés verticais ou inclinados (*raise*, quando estas são no sentido de baixo para cima e por *winze*, se tem sentido de cima para baixo), que servem para movimentar o minério.

Os equipamentos mais comuns na mineração subterrânea, são as perfuradoras do tipo *Jumbo*, os equipamentos carregadores - transportadores tipo *LHD* (load – haul – dump).

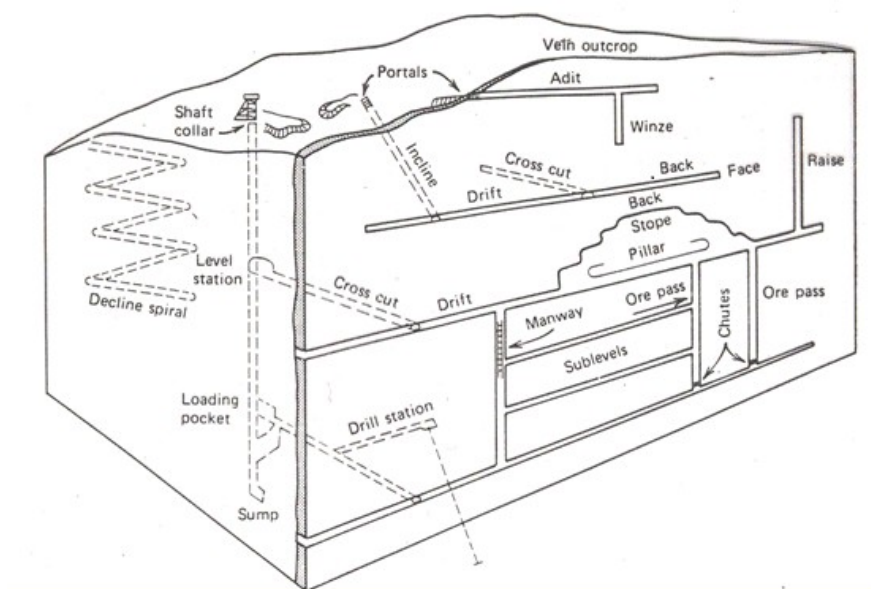



Fig. 1 – Método de exploração subterrânea – exemplos de estruturas desenvolvidas numa exploração

A Fig. 1 apresenta a traçagem típica de uma mina subterrânea onde é possível identificar os acessos à frente de exploração para equipamentos *LHD* e de perfuração, estruturas de acesso a pessoal mineiro (*shaft e Manway)*, zonas de exploração (*Stope e Drill Station*), e zona de descarga de minério para ser transportado até à superfície (*chutes, loading pocket, winzes, raises* e *drifts*). Normalmente os sistemas de ventilação e de esgoto são realizadas nestes mesmos acessos.

No que diz respeito aos métodos mais comuns de exploração, encontram-se divididos em dois grandes grupos: os apoiados de forma natural e os apoiados sobre estruturas criadas pelo Homem.

2.3.2.1 SISTEMA APOIADO DE FORMA NATURAL

Se as câmaras de exploração são **sustentadas de forma natural**, ou seja, sem recurso a equipamentos de suporte artificial e apoiados nas próprias estruturas geológicas (podem ser de rocha encaixante ou o próprio corpo mineralizado), temos as seguintes formas:

O sistema de **Câmara aberta** (***open stoping***) – é a exploração de uma câmara singular a uma determinada profundidade, onde a exploração está restringida a essa câmara. A Fig. 2, ilustra este tipo de exploração.

A exploração por entre pisos ou **subníveis** (***sublevel stoping***) é o método indicado para corpos mineralizados com estruturas tubulares que se prolongam em profundidade, como o caso das estruturas filonianas. A dimensão da galeria pode não coincidir com o tamanho do filão. O arranque da massa mineralizada é realizado mediante perfuração vertical com uma malha uniformemente distribuída e o acesso dos equipamentos de perfuração é horizontal. O minério é removido no nível inferior e transportado através de “drifts” (galerias de transporte).

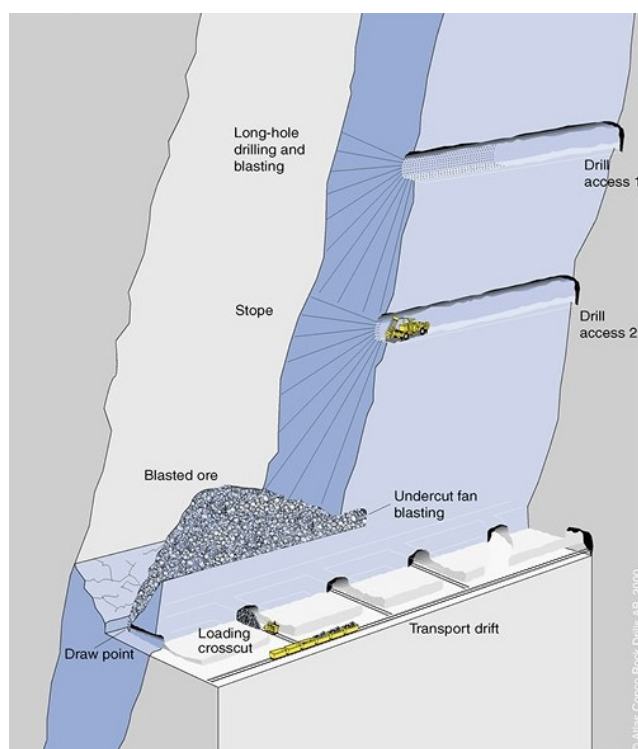



Fig. 2 – Esquema do sistema *Sublevel Stoping* (Atlas Copco)

É possível entender através da Fig. 2 que o processo de Desmonte tem que desenvolver-se de baixo para cima, ou seja, primeiro fura-se, carrega-se e desmonta-se no “drill Access 2” e só depois no nível de cima “drill Access 1”. O material é regularmente removido através as galerias de transporte e das travessas (*loading crosscuts*).

A melhoria dos equipamentos de perfuração permitiu alcançar distâncias cada vez maiores (superiores a 30 metros), o que possibilitou a implementação do sistema de exploração ***longhole stoping***, para corpos mineralizados de grandes dimensões e a que se estendem em profundidade. Este método permite abrir câmaras de dimensões de 50 metros de altura. A diferença relativamente ao método *sublevel stoping* consiste no tipo de Desmonte que é realizado. Este é realizado todo de uma vez, como se pode identificar na Fig. 3. A perfuração é realizada no sistema em leque ou radial e com duas frentes de ataque.

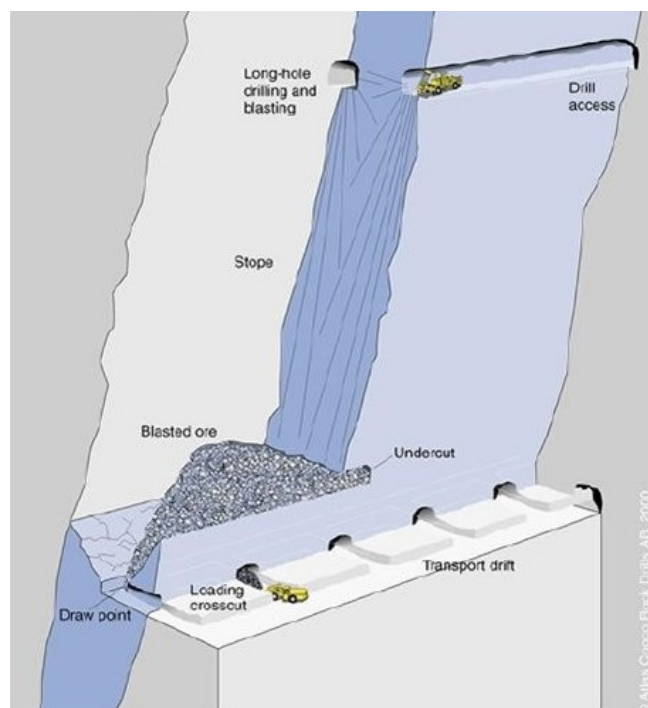



Fig. 3 - Esquema do sistema *Longhole Stoping* (Atlas Copco)

A lavra subterrânea realizada mediante as modalidades de ***longhole stoping*** e ***sublevel*** é essencialmente idêntico**.** O que realmente muda são, os equipamentos de perfuração e forma como é realizado o arranque.

O método de **câmaras e pilares** (***room* and *pillar***) **–** é utilizado em corpos horizontais de pequena espessura. As câmaras são apoiadas por pilares para suster os tectos das câmaras. Estes podem estar dispostos de uma forma regular ou irregular.

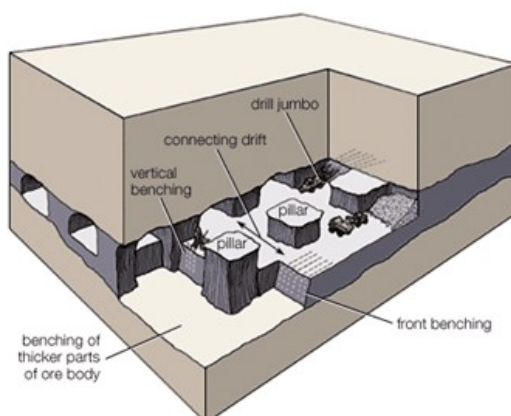



Fig. 4 – Sistema de Câmaras e Pilares – este esquema mostra pilares distribuídos de forma regular e em plena massa mineralizada (*H.Hamrin*, "*Guide to Underground Minign Methods and Applications" – Stockholm: Atlas Copco, 1980)*

O método de camaras e pilares, como se pode ver na Fig. 4, é um metodo que utiliza como estrutura de suporte material que pode ser mineralizado ou ganga, dependendo da sua localização. Normalmente e com o objectivo de aproveitar a maior quantidade de minério os pilares vao sendo reduzidos no seu tamanho, por exemplo 11*11 metros, 7*7 metros, 3*3 metros, até que o o tecto devido às forças de compressão vai cedendo até ao seu abatimento.

2.3.2.2 SISTEMA APOIADO DE FORMA ARTIFICIAL

Se as câmaras de exploração são **apoiadas de forma artificial**, ou seja, com recurso a equipamentos de suporte artificial, os métodos utilizados são os seguintes:

Lavra com armazenamento temporário de escombro (***shrinkage stoping***) – este sistema tem a particularidade de o processo de desmonte ser realizado de baixo para cima. O minério desmontado serve de plataforma para os trabalhos de desmonte e o material à semelhança dos métodos anteriores, é removido no piso inferior.

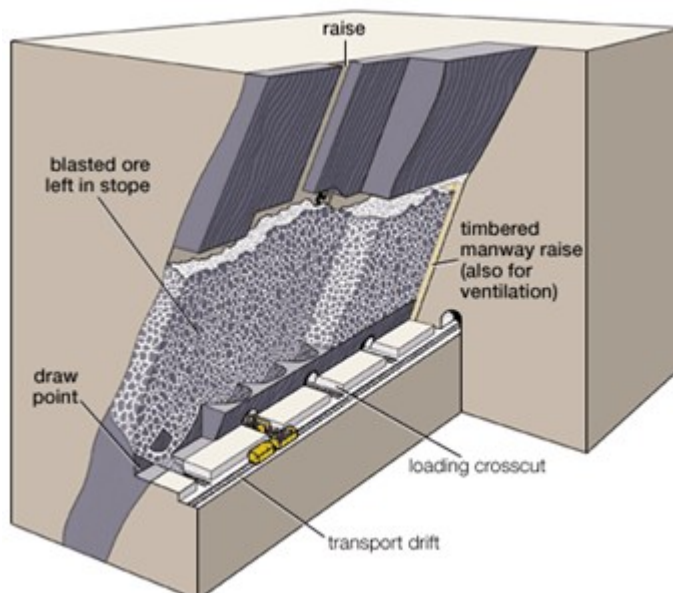



Fig. 5 – Sistema tipo Shrinkage stoping - (H.Hamrin, "Guide to Underground Minign Methods and Applications" – Stockholm: Atlas Copco, 1980)

A Lavra através de **câmaras com enchimento** (***cut and fill***) – este método opera num sistema similar ao *shrinkage stoping*, com a particularidade que o material para enchimento das câmaras vem de fora. É normal utilizar para este tipo de enchimento os estéreis da instalação de tratamento do minério, o que do ponto de vista ambiental traz enormes vantagens.

Por outro lado o **Sistema *Caving* (exploração por Desabamento)** pode ser realizado das seguintes formas:

Block caving: é o método mais utilizado para corpos mineralizados de grandes dimensões e de forma irregular, sendo exemplos destas estruturas as massas do tipo pórfido cuprifero.

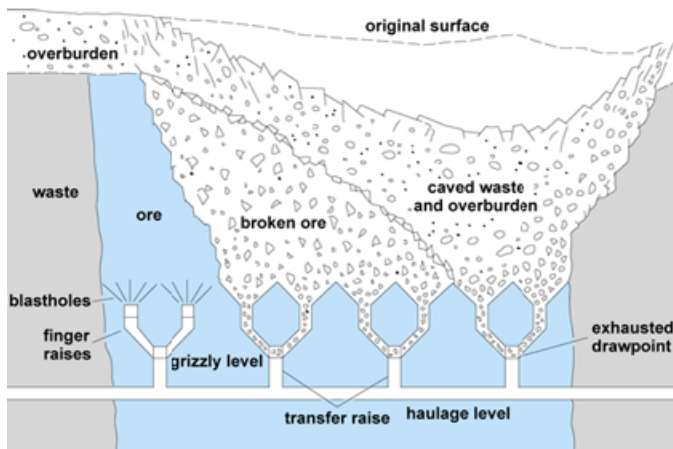



Fig. 6 – Sistema *Block Caving* (*Atlas Copco*)

Sublevel Caving: é normalmente utilizado quando a mineração de um deposito através do método a céu a aberto deixa de ser economicamente rentável.

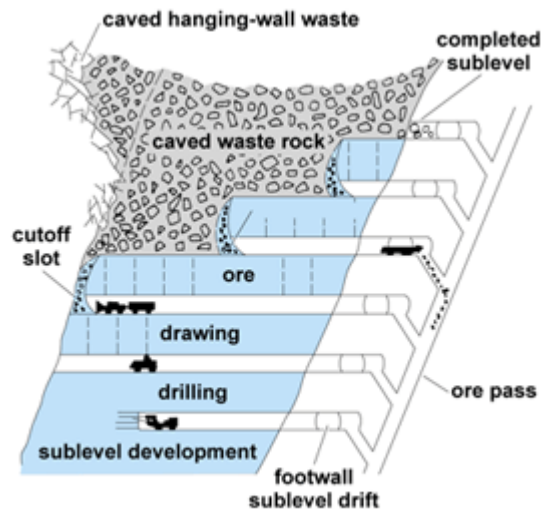



Fig. 7 – Sistema *Sublevel Caving* (*Atlas Copco*)

A exploração desenvolve-se posteriormente de forma subterrânea. No inicio (preparação do Jazigo) é realizado uma rede de túneis, em diferentes níveis e perpendicularmente ao corpo mineralizado. Posteriormente, o jazigo mineral é explorado na vertical, em retirada provocando o abatimento dos níveis superiores.

2.4 OPERAÇÕES UNITÁRIAS NUMA EXPLORAÇÃO MINEIRA

Durante as fases de desenvolvimento e exploração os minérios (em rocha ou em solo) são extraídos da Terra através de operações unitárias. Estas operações são etapas básicas para remover o minério dos depósitos, juntamente com operações auxiliares (abastecimento de energia, ventilação e esgoto). As etapas de extracção são operações de produção que se encontram integradas num ciclo sendo as operações unitárias que o integram acompanhadas de operações auxiliares de apoio que permitem a sua execução.

O ciclo de produção emprega operações unitárias que são normalmente agrupadas em dois ramos principais: o desmonte e a movimentação de materiais. O desmonte exige o recurso a diversos tipos de mecanismos; no entanto, em rocha, é geralmente realizado por meio de explosivos. A movimentação de materiais engloba a carga e o transporte.

Desta forma, o ciclo de produção básico em mineração consiste nas seguintes operações unitárias:

Tabela 2 – Operações principais de um ciclo Produtivo numa Exploração Céu Aberto/Subterrânea

Ciclo de Produção	
Desmonte ou Arranque	Perfuração (Drilling)
	Carregamento e Detonação dos explosivos (Blast)
Remoção	Carga (*load*) e transporte (*Hauling*)

Na mineração moderna e no futuro das explorações mineira a tendência é para combinar estas operações unitárias, com vista à redução de tempos e custos.

Por exemplo, os solos que apresentam alguma dureza podem neste momento ser escavados por uma máquina sem exigir nenhum tipo de perfuração ou arranque. Em rocha muito fracturada, existem equipamentos que mecanicamente conseguem carregar e transportar o material eliminando a necessidade de perfurar e arrancar a rocha através da aplicação de explosivos, daí resultando tempos de carga e transporte muito mais rápidos e custos menos onerosos.

O ciclo de operações principais em superfície e subterrâneo destaca-se principalmente pela escala do equipamento. Máquinas especializadas evoluíram para atender às necessidades exclusivas e as condições dos dois métodos.

Na mineração de superfície, começa-se por executar a perfuração, *driliholes* (furos de mina) com vários milímetros de diâmetro, executados por equipamentos móveis que combinam sistemas de rotação e percussão e destinados à aplicação de explosivos. O explosivo é introduzido em furos e seguidamente detonado provocando o arranque do corpo mineralizado. Após a fase de desmonte o material encontra-se pronto para ser carregado por escavadoras, por pás carregadoras ou *dragline* (dependendo das características físicas do material e natureza do jazigo). O material é normalmente carregado para unidades de transporte, que podem ser vagões, telas transportadoras, ou camiões (*dumpers)*. As principais operações auxiliares em céu aberto são a estabilização dos taludes, e a drenagem de aguas de superfície, que normalmente são realizadas em simultâneo ou posteriormente.

Em algumas explorações podem acontecer dois ciclos de produção. Este sistema é utilizado para explorações em que a instalação de tratamento ou se encontra muito longe da área de exploração ou existe a necessidade por motivos de controlo de teores de armazenar o material em pilhas de material e ser carregado e transportado numa nova etapa.

Em operações mineiras subterrâneas o ciclo apresenta algumas diferenças, nomeadamente no tamanho do equipamento. O processo de desmonte é mais exigente, ou seja, tem que ser adaptado ao equipamento de carga e transporte. As operações auxiliares são fundamentais neste tipo de explorações, de forma, a garantir o domínio dos tectos e contornos da escavação, o escoamento de águas, a ventilação, o fornecimento de energia e as comunicações. As operações auxiliares visam garantir o bom funcionamento da mina, quer do ponto de vista da regularidade do ciclo das operações principais, quer do ponto de vista das condições de segurança e ambientais.

O ciclo de operações produtivas e a rotina diária de uma exploração que é planeada com algum tempo de antecedência têm por objectivo permitir que o processo de exploração se mantenha produtivo de forma contínua e com o menor número de paragens indesejadas.

3

PERFURAÇÃO DE ROCHA – PRINCÍPIOS BÁSICOS DA PERFURAÇÃO

3.1 INTRODUÇÃO

A perfuração da rocha para fins de Desmonte de Maciços é a primeira das operações a realizar. O objectivo consiste em abrir espaços, neste caso furos, com distribuição espacial adequada ao maciço, onde posteriormente se irá alojar o explosivo e os acessórios que facultaria a Detonação e a consequente fragmentação de rocha.

Os sistemas de perfuração de rocha estão classificados de acordo com a sua aplicabilidade; deste modo podemos dividi-los da seguinte forma:

- Mecânicos, que inclui os mecanismos de percussão, rotação e Rotopercursão.

- Térmicos, através da emissão de fluidos quentes y congelação.

- Hidráulicos, que são normalmente jactos de agua, promovendo a erosão e a cavitação.

- Sónicos, promovem a vibração de alta frequência.

- Químicos, por dissolução.

- Eléctricos, normalmente por indução magnética.

- Sísmico, raio laser.

- Nucleares, Fusão e Fissão.

Como se pode constatar existe um campo vasto de sistemas possíveis para a perfuração de rocha. No entanto, na Industria Mineira a perfuração é realizada actualmente, e de uma forma geral, utilizando a energia mecânica. Este facto deve-se a vários factores, de ordem técnica, económica e de eficiência.

Os principais componentes deste tipo de sistema mecânico de perfuração são os seguintes:

- O equipamento de perfuração, que é a fonte de energia mecânica

- As varas, como meio de transmissão da energia mecânica.

- Os bits, que transformam esta energia mecânica em energia incidente sobre a rocha daí resultando a perfuração.

- O meio que permite a evacuação do detritos do furo produzido pelo perfuração. Este meio de limpeza, pode ser um líquido, um gás ou simplesmente ar comprimido.

Neste capítulo irei apenas aprofundar o tema de perfuração a céu aberto, pelo facto de corresponder ao âmbito deste trabalho.

3.2 TIPOLOGIAS DE PERFURAÇÃO PARA O ARRANQUE DE ROCHA COM EXPLOSIVO

No que diz respeito aos trabalhos de perfuração para o efeito do Desmonte de rocha, podem identificar-se duas modalidades principais.

A **Perfuração Manual** é realizada com equipamento ligeiro directamente manuseado pelos operadores. É utilizado em trabalhos de pequena dimensão e normalmente em locais de difícil acesso para equipamentos pesados. E também utilizado em situações onde não se justifica economicamente a aplicação de equipamentos pesados.

A **Perfuração Mecânica** utiliza equipamentos de perfuração montados em veículo, mediante os quais os operadores facilmente os movimentam e controlam. Estes veículos podem ser de rastos ou de pneus e permitem a perfuração a partir de uma posição cómoda para o operador.

Os trabalhos de perfuração, nomeadamente os mecânicos dividem-se em várias categorias consoante o trabalho a executar. Esta classificação permite numa primeira análise determinar o tipo de equipamento de perfuração:

Trabalho de perfuração em bancada – é considerado o melhor método para desmonte de rocha, já que dispõe de uma frente livre para a projecção do material desmontado, permitindo desta forma uma sistematização dos trabalhos. É um método que se utiliza em desmontes a céu aberto e com os furos verticais ou levemente inclinados.

Trabalho de perfuração de galerias e túneis – é um método de perfuração subterrâneo tradicional que utiliza um diagrama de fogo que compreende um “furo cego” (sem carga explosiva) sendo a rocha e desmontada em função deste furo, que funciona como a frente livre inicial. A perfuração é obrigatoriamente mecanizada, devido à sua especificidade, recorrendo-se à utilização de Jumbos para a execução destes trabalhos. Os Jumbos

normalmente apresentam mais que um braço para aumentar a velocidade horária de perfuração.

Trabalhos de perfuração de chaminés – em trabalhos mineiros e de engenharia civil é necessário abrir chaminés de apoio as infra-estruturas, como por exemplo ventilação, ou chaminés de produção por onde circula o minério. Actualmente é utilizado o método *Raise Boring*.

Fig. 8 – Cabeça de um Raise Boring (660 – 5876 *Sandvik)*

Trabalhos de perfuração com entubamento – estes trabalhos têm a particularidade de serem executados quando sucede o caso de o maciço a ser perfurado possuir na sua parte superior uma camada de material solto que tanto pode ser solo como material rochoso alterado. Desta forma, é necessário entubar o furo no momento da sua execução para preservar o furo até ao momento da aplicação do explosivo. É utilizado em obras especiais submarinas para realizar o rebaixamento da cota para permitir a navegabilidade de rios, lagos, ou permitir a entrada de grandes navios em portos.

Trabalhos de perfuração para estabilização de rocha – Em determinado tipo de obras a céu aberto e subterrâneas e necessário garantir a estabilidade dos maciços onde as obras são realizadas. A perfuração é utilizada para ir alcançar as zonas mais estáveis dos maciços e assim permitir a injecção de cimentos e betuminosos com vista à sua estabilização.

3.3 APLICABILIDADE DOS DIFERENTES METODOS DE PERFURAÇÃO

O **método rotopercutivo** é o mais utilizado dos métodos e em quase todo o tipo de rocha, independentemente de o martelo se localizar à cabeça ou no fundo.

O **método de rotação** divide-se em dois grupos principais, sendo estes por trituração da rocha, aplicando os tricones, ou por corte utilizando *bits* especiais. O primeiro sistema aplica-se em rochas de dureza média a alta e o segundo a rochas pouco competentes.

Numa primeira análise é importante determinar qual o método a utilizar consoante o tipo de trabalho que se pretende realizar.

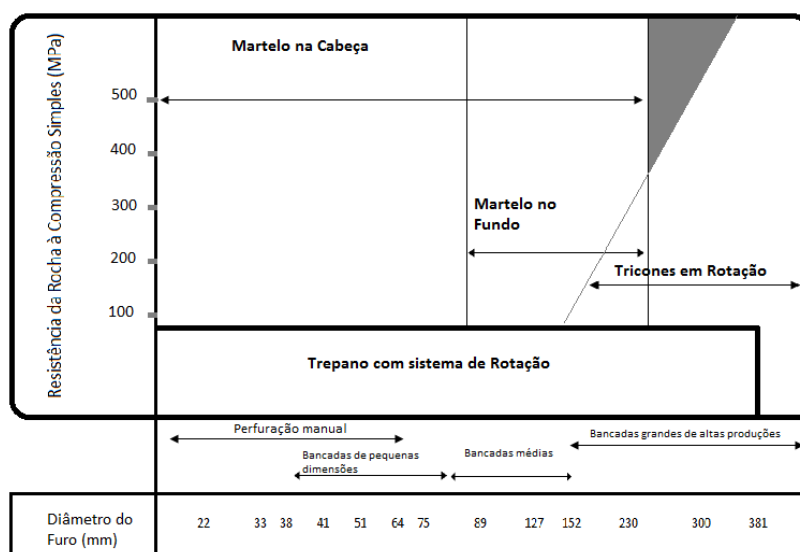



Gráfico 1 - Relação entre os métodos de perfuração, a Resistência da Rocha à Compressão Simples (RRCS) e o diâmetro de perfuração.

Desta forma, atendendo às características de resistência à compressão das rochas e ao diâmetro de perfuração, é possível balizar os campos de aplicação dos métodos referidos anteriormente como se pode identificar no gráfico:

No gráfico acima representado podemos identificar os diferentes métodos: martelo na cabeça, martelo no fundo, os Tricones com rotação e o Trepano com sistema de rotação.

O gráfico relaciona os métodos com uma propriedade física das rochas, a resistência à compressão simples. Por outro lado, baliza estes métodos quanto ao diâmetro de perfuração e à sua aplicabilidade em explorações a céu aberto.

No que diz respeito ao método com o martelo à cabeça o gráfico indica que é utilizado para rochas que apresentam uma resistência à compressão até valores da ordem dos 500 MPa, e para diâmetros de perfuração até 230 mm. Este método é o mais utilizado em explorações a céu aberto, independentemente da altura das bancadas e das áreas de exploração. No

entanto, para diâmetros superiores a 230 mm passa a ser mais eficaz a utilização de tricones.

O método de martelo no fundo é utilizado para rochas que apresentam uma resistência à compressão simples até 200 MPa, rochas compostas principalmente por minerais ferromagnesianos e aluminosilicatos. Devido ao facto de o martelo estar no fundo, surgem algumas limitações no que diz respeito às dimensões dos diâmetros de perfuração, variando estes entre 89 mm e 230 mm. No entanto, para determinado tipo de trabalhos e com o avanço da tecnologia é actualmente possível encontrar no mercado diâmetros inferiores (até 64 mm).

O método dos Tricones rotativos apresenta-se balizado pelo diâmetro de perfuração podendo atingir dimensões que somente do avanço da tecnologia dependem. O mesmo se passa no que diz respeito à resistência à compressão simples, pode ser utilizado desde maciço rochosos de calcário com valores de resistência que varia entre 10 e 20 MPa até massas meteóricas em que a composição mineralógica é metálica, com grande resistência à compressão.

A rotação com Trépano é utilizada em maciço que não apresentem grande resistência à compressão. Do ponto de vista de diâmetro de furo, este varia entre os 22 e os 381 mm.

A zona a cinzento é uma zona onde podem ser utilizados os três primeiros métodos, fazendo-se a opção em função de factores de carácter técnico e económico, no momento da selecção do método.

Por outro lado, existem factores de outra ordem que influem na selecção dos equipamentos de perfuração, nomeadamente de carácter económico, de desenho mecânico, manutenção, capacidade operativa, adaptabilidade dos equipamentos às explorações e às condições da área de trabalho, como por exemplo a acessibilidade, o tipo de rocha e fonte de energia.

3.4 METODO DE PERFURAÇÃO COM ROTOPERCUSSÃO

A perfuração através do método de rotoprecursão é o sistema mais clássico para efectuar furos com o objectivo do arranque de rocha. O seu aparecimento acontece durante o desenvolvimento industrial ocorrido durante o século XIX.

Os primeiros protótipos devem-se a Singer (1838) e Couch (1848) e utilizavam o vapor como fonte de energia para o seu funcionamento. Posteriormente, em 1861, com a utilização do ar comprimento como fonte de energia, este método passou a ser utilizado de forma massiva. Este método, unido ao aparecimento da dinamite como explosivo, revolucionou o arranque de rocha na indústria mineira, e em obras civis, permitindo no primeiro caso atingir produções nunca dantes possíveis e, no segundo caso, permitindo construir vias de comunicação mais rapidamente e reduzir distância.

Os equipamentos que permitem a rotopercussão classificam-se em dois grupos:

Martelo à cabeça – estas perfuradoras realizam duas operações básicas: a rotação e a precursão. Estas operações são realizadas fora do furo, sendo a energia transmitida pelo martelo através das varas até ao *bit*. Os martelos podem ser pneumáticos ou hidráulicos. Actualmente, é possível identificar os dois tipos de funcionamento no mesmo martelo.

Martelo no fundo – a rotação é igual ao sistema com martelo à cabeça, no exterior do furo; a percussão é realizada directamente no fundo do furo através da cabeça de perfuração. O mecanismo de rotação é realizado hidraulicamente, enquanto a precursão pode ser ou pneumática ou hidráulica.

A perfuração Rotopercutiva apresenta as seguintes vantagens:

- É aplicável a todo o tipo de rochas desde as menos competentes as mais duras

- A gama de diâmetros de perfuração possível de utilizar é grande

- Os equipamentos são versáteis adaptam-se a vários tipos de trabalho e tem grande mobilidade

- Necessitam apenas de um operador para a manobrar

- A manutenção é fácil e rápida

3.5 PRINCIPIOS DA PERFURAÇÃO ROTOPERCUTIVA

A perfuração com rotopercussão baseia-se na combinação das seguintes acções:

A **Percussão** é a acção realizada pelo pistão que gera uma onda de choque transmitida ao *bit* através da vara; no caso do martelo no fundo, a percussão é gerada na própria cabeça de perfuração.

A **Rotação** é o movimento que faz girar o *bit* permitindo desta forma que os impactos que se produzem na rocha sejam realizados em diferentes posições.

A **pressão de avanço** permite manter o contacto constante com o maciço rochoso enquanto se executa a perfuração

A **limpeza do furo**, acção de extracção dos detritos é realizada por um fluído ou ar comprimido que carreia para o exterior as partículas produzidas pela perfuração.

O processo de abertura de um furo, por meio de um sistema mecânico de perfuração é desdobrável em cinco partes:

- O contacto do *bit* com a rugosidade da rocha

- O esmagamento das rugosidades da rocha por contacto.

- O aparecimento de gretas radiais a partir dos pontos de concentração de tensões e formação de uma cunha em V

- Pulverização da rocha por esmagamento

- Evacuação dos detritos por fluído ou ar de limpeza

Esta sequência repete-se com a mesma cadência dos impactos do pistão sobre o sistema de transmissão de energia até ao *bit*.

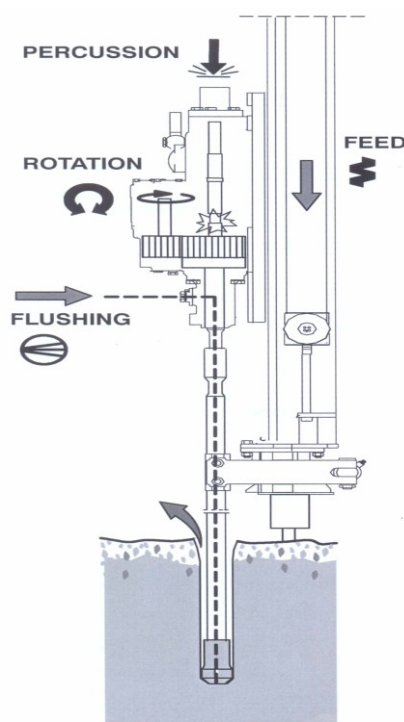



Fig. 9 - Sistema de funcionamento de um sistema Rotopercutivo ("*manual do operador*" - sandvik).

3.5.1 PERCUSSÃO

A energia cinética E_c transmitida pelo pistão desde o martelo até bit promove a deslocação da onda de choque a qual se efectua a alta velocidade; a forma como se realiza este movimento depende do desenho do pistão.

Quando a onda de choque alcança o *bit,* uma parte da energia transforma-se em trabalho permitindo a sua penetração na rocha; e a restante energia é reflectida e retrocede às varas.

A eficiência desta transmissão de energia depende de vários factores, tais como o tipo de rocha, a forma e dimensão do pistão, as características das varas e o desenho do *bit*. Por outro lado, é importante ter em conta que os pontos de união das varas permitem a perda de

energia a ser transmitida ao *bit* por reflexão e fricção. Esta energia é convertida em calor e desgaste das peças. Na união entre o martelo e a vara a perda de energia varia entre 8 a 10%, o que obriga o martelo a transmitir mais energia para permitir uma velocidade de perfuração maior.

Nestes sistemas rotopercutivos a potência de percussão é a que mais influencia tem sobre a velocidade de perfuração.

A energia libertada pelo golpe de um martelo pode estimar-se da seguinte forma:

$$E_c = \frac{1}{2} m_p * {v_p}^2$$

Equação 1

,

ou

$$E_c = p_m * A_p * I_p$$

Equação 2

m_p – Massa do pistão

v_p – Velocidade máxima do pistão

p_m – Pressão do fluido (óleo ou ar) dentro do cilindro

A_p – Superfície do pistão

I_p – Distância do movimento do pistão dentro do cilindro

Desta forma é possível determinar a potência de um martelo. A potencia não é mais que a energia multiplicada pela frequência de impactos (n_g),

$$n_g = k * \left(\frac{p_m * A_p}{m_p * I_p}\right)^{\frac{1}{2}}$$

Equação 3,

$$P_M = E_c * n_g$$

Equação 4

O mecanismo de percussão consome cerca de 80 % da potência total do equipamento.

3.5.2 ROTAÇÃO

A rotação (que assegura a giração o *bit* à medida que se vão realizando os sucessivos impactos), tem por objectivo fazer com que aquele actue sobre os diversos pontos no fundo do furo, facilitando a perfuração. A velocidade de rotação varia de acordo com o tipo de rocha. Desta forma, à velocidade óptima de rotação (velocidade para a qual se produzem os detritos de maior tamanho) corresponde o melhor aproveitamento das superfícies livres criadas pelo impacto da percussão.

No que diz respeito à rotação do bit, esta varia consoante o tipo de *bit*. Para *bits* de pastilhas as velocidades de rotação variam entre 80 e 150 r/min. Para *bits* de botões e para diâmetros entre 59 e 89 mm as velocidades diminuem substancialmente, entre 40 e 60 r/min. Neste tipo de *bits* quanto maior o diâmetro menor será a velocidade de rotação.

3.5.3 FORÇA DE CONTACTO

O contacto íntimo entre o *bit* e o fundo do furo permite que a acção de percussão se realize com maior eficácia e, por outro lado, que a velocidade de penetração aumente. A energia é transmitida pelo martelo ao fundo do furo sob as formas de rotação e percussão, e a força de contacto exercida pelo martelo permite que seja permanente o contacto com o maciço que se pretende furar.

A força de contacto é uma acção que permite que os fenómenos de perfuração se realizem nas melhores condições. Desta forma, é possível identificar o que sucede quando a força de contacto é excessiva ou deficiente.

Para os casos em que a força de contacto (*feed)* é excessiva a consequência imediata é a diminuição da velocidade de penetração. O facto, de existir uma maior pressão dificulta o processo de introdução e remoção de varas no furo. Da mesma forma, o excesso de pressão aumenta o desgaste dos *bits* e provoca vibrações excessivas no equipamento.

Por vezes, na prática, é necessário aumentar as velocidades de penetração para obter o maior número de metros por hora. O que é possível fazer é aumentar a percussão e desta forma aumentar o *feed* de uma forma proporcional. Aumentar somente o *feed* vai provocar, para além do que foi referido anteriormente, desvios no furo. Este fenómeno vai provocar no arranque de rocha com explosivos uma menor eficiência deste processo, principalmente se os furos forem inclinados.

No caso de a força de contacto ser insuficiente, a velocidade de penetração diminui, as varas estão sujeitas a fenómenos de encurvadura e aquecimento, e por isso desgastam-se mais rapidamente.

Este gráfico permite identificar que a velocidade de penetração aumenta até certo ponto com o aumento da força de contacto. Quando a pressão de contacto aumenta demasiado a

velocidade de penetração diminui devido aos factores anteriormente referidos para pressões excessivas.

3.5.4 LIMPEZA DO FURO

Com o objectivo de diminuir a acumulação de detritos produzidos pela perfuração no fundo do furo é necessário evacuar as partículas trituradas. A não evacuação dos detritos durante o processo vai provocar desgaste no *bit* diminuir e o rendimento do equipamento no sentido da diminuição da velocidade de penetração.

A limpeza das partículas é efectuada através de fluido (agua, óleos, espumas, etc.) ou ar. Este fluido/ar é injectado sobre pressão até ao fundo do furo através das varas, existindo no bit umas aberturas que permitem a expulsão do fluido/ar. A limpeza, no caso mais comum, é realizada de dentro para fora: o fluido/ar sai pelo *bit* e o material é expulso ao longo das paredes do furo. As partículas que são evacuadas do furo, no caso de mina a céu aberto, são captadas pelo equipamento e reencaminhadas para um separador. Este separador divide as partículas em duas gamas granulométricas e tem duas saídas de evacuação.

Fig. 10 - Modo de Limpeza do furo de um equipamento de perfuração a céu aberto – (*DP800i – sandvik*)

Para que a Limpeza do furo seja realizada de forma eficaz as velocidades de ascensão dos detritos variam no caso do ar como veículo de transporte, entre 15 e 30 m/s.

Em alguns casos a limpeza do furo é utilizada para realizar controlo de teores do material, sendo uma prática comum dos geólogos de campo para identificarem ao pormenor os

teores do bloco que está a ser objecto de perfuração. Este método de *log in* permite identificar exactamente quais os teores do bloco segundo a malha de perfuração.

O material removido como detritos pode também ser utilizado para realizar o tamponamento do furo no momento da colocação do explosivo, procedimento que permite reduzir custos globais no que diz respeito a todo o processo de desmonte.

3.6 VELOCIDADE DE PENETRAÇÃO

Quando se planeia a aquisição de um equipamento de perfuração, um dos principais factores a ter em conta é a velocidade de perfuração. Estas características, para elementos de perfuração rotopercutivos dependem de alguns factores como os seguintes:

- Conhecimento da geologia do terreno

- Conhecimento do comportamento geomecânico

- Diâmetro e comprimento dos furos

- Objectivos da perfuração

- Condições de trabalho

- Objectivos de eficiência do trabalho

A velocidade de penetração é um parâmetro que permite avaliar a rapidez que todo o conjunto de perfuração (martelo, vara e *bit*) consegue atingir de cada vez que entra em contacto com o maciço. Esta velocidade avalia a acção (neste caso, de rotopercussão) sempre que esta se dá. A unidades que se utilizam para este tipo de velocidade são o (cm/min). Por outro lado a velocidade de perfuração é a quantidade de metros que o equipamento consegue perfurar numa hora de trabalho; está mais relacionada com o rendimento do equipamento, mais do que a capacidade de penetração.

Para determinar a velocidade de penetração é comum utilizar o “Método da Energia Especifica” desenvolvido pelo *U.S. Bureau of Mines*. Através deste método a velocidade de penetração calcula-se da seguinte forma:

$$VP = \frac{48 * P_M * \mathrm{R_e}}{\pi * \mathrm{D}^2 * \mathrm{E_v}}$$

Equação 5

VP – Velocidade de penetração (cm/min)

P_M – Potência do martelo (kgm/min)

$\mathrm{R_e}$ – Rendimento da transmissão

D – Diâmetro do furo (cm)

E_v – Energia específica por unidade de volume (kgm/cm^3)

3.7 TIPOS DE EQUIPAMENTOS DE PERFURAÇÃO A CÉU ABERTO

Ao longo do segundo capítulo foi abordado o tema da perfuração no que diz respeito ao seu modo como esta se executa e as operações básicas envolvidas. Por outro lado, o capítulo está deliberadamente orientado para a perfuração a céu aberto, nomeadamente a rotopercutiva.

Neste item o objectivo é apresentar os tipos de equipamentos que permitem a perfuração a céu aberto, as condições do terreno e os diâmetros pretendidos.

Na Fig. 11 é possível identificar os tipos de equipamentos que se utilizam:

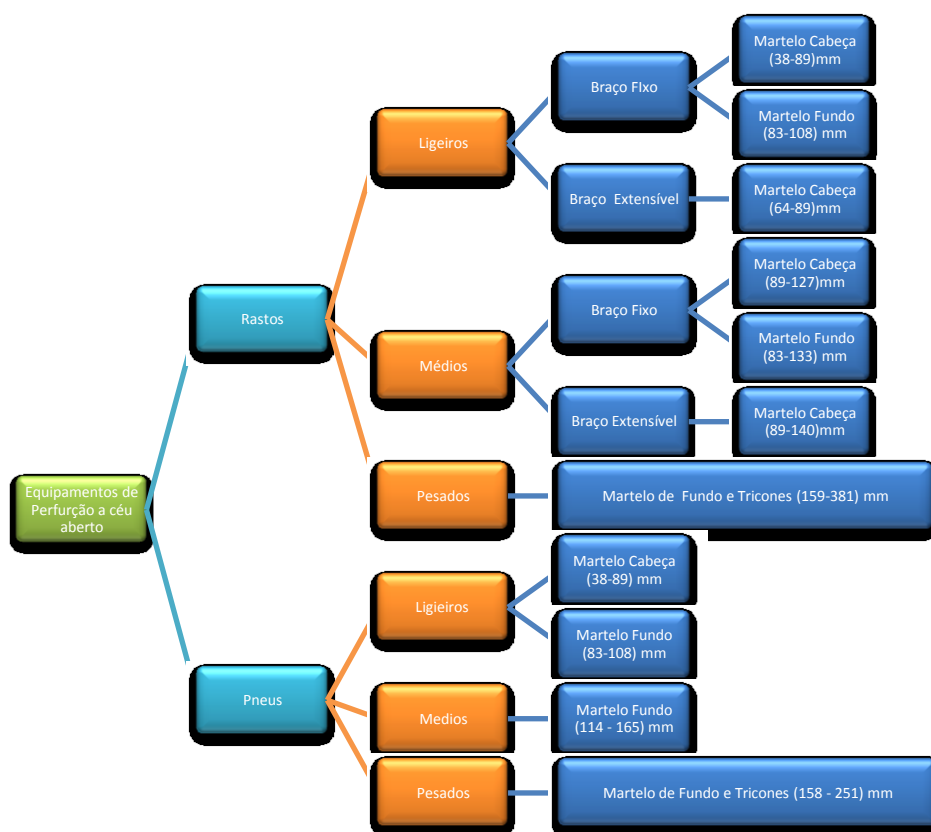



Fig. 11 - Esquema de Tipos de equipamentos de perfuração a céu aberto (López Jimeno, 2003)

Na Fig. 11 estão divididos os equipamentos de perfuração a céu aberto em duas categorias principais: equipamentos que se movimentam sobre pneus e sobre rastos.

Os equipamentos sobre rastos são mais utilizados em condições em que os terrenos sobre os quais se movimentam apresentam irregularidades e dificuldades de locomoção para

pneus. Os equipamentos deste tipo são de comum utilização na indústria mineira especialmente nas explorações a céu aberto e com o objectivo de perfurações de produção. Estes equipamentos apresentam algumas desvantagens no que diz respeito à sua mobilidade que é reduzida. As vantagens que apresentam são a sua utilização em condições extremas do terreno e maior estabilidade do equipamento no momento de perfuração, evitando assim erros de desvios dos furos.

Os equipamentos sobre pneus apresentam uma grande mobilidade no que diz respeito à velocidade de deslocação e ao facto de serem mais facilmente manobráveis. Na prospecção mineira a céu aberto é comum a utilização de camiões de perfuração sobre rodas. Em trabalhos em meio urbano para desmonte de pequenos blocos de rocha, existem equipamentos que se adaptam a estas circunstâncias.

Estas duas categorias estão divididas da mesma forma, em equipamentos ligeiros, médios e pesados, que se diferenciam pelo tipo de braço de perfuração no caso dos equipamentos sobre pneus e pelo tipo de martelo no caso dos equipamentos sobre rastos.

A escolha do tipo de braço faz-se em função da natureza do trabalho a realizar. Por exemplo se em um determinado local, tenho que realizar vários furos que se encontram no mesmo enfiamento e a curtas distâncias não movimento a maquina para realizar os furos, apenas executo a operação de alongar o braço de perfuração.

No caso do braço fixo necessito sempre de movimentar o equipamento para realizar outro furo.

A última etapa de classificação é o tipo de martelo, que depende do diâmetro de perfuração. No caso dos equipamentos sobre rastos a classificação não está assente no tipo de braço, mas sim no tipo de martelo (ligeiro, médio ou pesado).

Na Fig. 12 é possível identificar vários tipos de equipamentos de perfuração referidos anteriormente na Fig. 11.

Fig. 12 - 1) *DP800i* martelo à cabeça (76 – 127mm) 2) *DC302R* martelo à cabeça (28 – 64mm) 3 –*DR560* martelo de fundo (115 -216mm) 4 – *DI600* martelo de fundo (89 – 190mm) – Equipamentos *Sandvik*

Note-se que a classificação anteriormente referida na Fig. 11 tende a ser alterada com o avanço da tecnologia. Nestas condições, a Fig. 11 serve apenas como referência.

3.8 ELEMENTOS DE PERFURAÇÃO DE EQUIPAMENTOS A CÉU ABERTO COM MARTELO À CABEÇA

3.8.1 INTRODUÇÃO

Como é possível inferir do que antecede as classificações atribuídas à perfuração vão ao encontro dos seus elementos de perfuração. Factores como o mecanismo de perfuração (rotação, percussão e rotopercussão), o tipo de martelo (à cabeça ou de fundo), as exigências do terreno (pneus ou rastos) e os diâmetros pretendidos (*bits, tricones)*, caracterizam o tipo de perfuração.

Quando se pretende realizar um trabalho de perfuração, existem vários factores outros a ter em conta no momento da eleição dos meios de perfuração, pelo qual é possível obter varias combinações. Alguns dos factores que se deve considerar são: o diâmetro dos furos, a sua profundidade, a estrutura geológica em que estão enquadrados, a resistência a abrasividade da rocha, a potência do martelo, e o volume de metros cúbicos pretendidos anualmente.

O aparelho de perfuração é constituído de uma forma genérica pelo martelo, o adaptador de vara (elemento de transmissão da energia – *shank*), os acoplamentos (encaixes da vara ao adaptador e as varas), as varas (*rods)*, e as brocas (*bits)*.

Os materiais utilizados para o seu fabrico devem apresentar algumas características, como resistência à fadiga, à flexão, aos fenómenos de percussão, ao desgaste de utilização, nomeadamente em elementos de encaixe (como os adaptadores e os acoplamentos) e nas varas. O fenómeno da vibração originada pela percussão obriga a que os materiais resistam também a este fenómeno.

Os materiais utilizados na fabricação apresentam características específicas e são sujeitos a tratamentos para minimizar os efeitos colaterais da perfuração, podendo referir-se os seguintes:

- Aço com altas percentagens em carbono – permite diminuir o efeito dos impactos

- Aços com baixa percentagens em carbono com tratamento de endurecimento superficial - estes aços são sujeitos a aquecimento rápido a 900 graus *células* e arrefecimento brusco em água. Este tratamento aumenta a resistência à fadiga, sendo utilizado para varas, e acoplamentos.

- Aços com baixa percentagem em carbono com protecção contra a corrosão

É fundamental o conhecimento do terreno para fazer a melhor eleição dos elementos de perfuração dentro das gamas disponíveis pelas marcas. Do mesmo modo, é importante conhecer as características dos materiais para obter melhores rendimentos dos equipamentos.

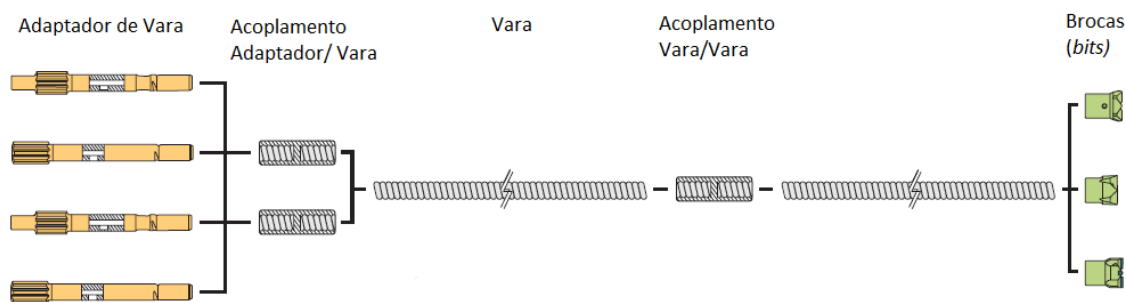



Fig. 13 - Elementos de perfuração (*Atlas Copco*)

3.8.2 ELEMENTOS DE UNIÃO – TIPOS DE ROSCAS

As roscas são elementos que permitem unir acoplamentos, varas e bits. O ajustamento entre estes elementos deve ser o mais eficiente para garantir a transmissão de energia entre os diferentes elementos. O ajustamento deve coexistir numa relação óptima de aperto/folga

que permita, para alem da transmissão de energia o rápido encaixe da vara no *shank*, assim como a rápida remoção da vara do furo.

O principal objectivo das roscas é portanto permitir que uma transmissão eficiente de energia se faça à vara e ao *bit*, pelo que aquelas, devem apresentar determinado tipo de características, no que diz respeito ao ângulo de flanco e ao passo da rosca. Para o mesmo diâmetro se obtivermos um passo maior juntamente com um flanco menor, esta situação permite uma fácil remoção da vara.

3.8.3 ADAPTADORES DE VARAS

O adaptador de vara (*shank*) é o elemento que transmite, a partir do martelo, a energia de impacto, a rotação às varas e a força de contacto.

O sistema de limpeza, na maioria dos casos é realizado através do *shank*. Neste adaptador de haste é possível identificar um orifício que se encontra entre as estrias e a rosca e que permite a entrado da agulha de limpeza e permitindo a remoção ds detritos.

Na Fig. 14 estão identificados alguns tipos de adaptadores de varas. Os adaptadores variam quanto ao seu diâmetro e ao número de estrias que apresentam. É através destas estrias que a energia de impacto e de rotação é transmitida às varas.

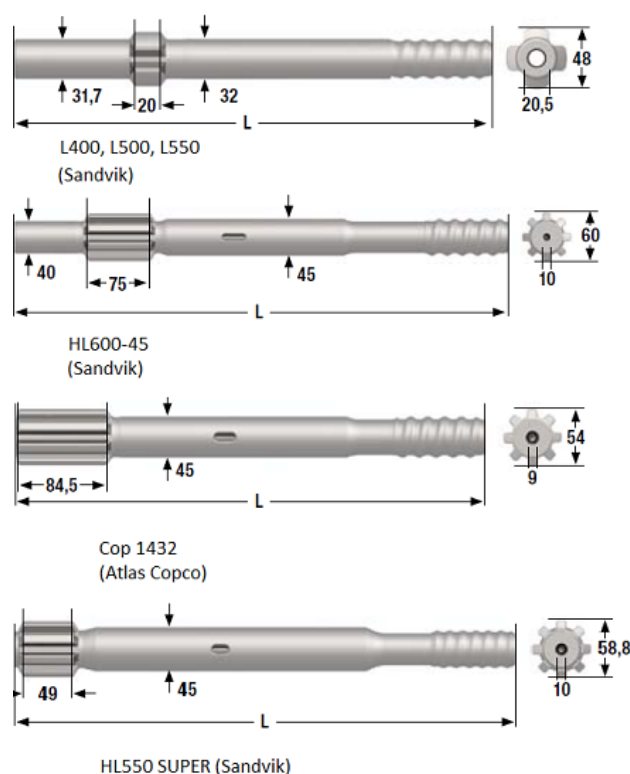



Fig. 14 – Adaptadores de haste (sandvik e Atlas Copco). Os valores apresentados estão em (mm)

3.8.4 VARAS DE PERFURAÇÃO

As varas constituem um meio de prolongamento do martelo à cabeça. Apresentam várias configurações, tanto podendo ser de secção hexagonal como circular.

As varas são elementos de perfuração sujeitos a desgaste em duas localizações. A principal zona de desgaste da vara é a rosca de encaixe ao adaptador de haste, nos equipamentos de perfuração mais modernos, e nos acoplamentos para equipamentos mais antigos.

Por outro lado, as varas estão sujeitas a constantes forças de impactos, e por efeito deste fenómeno ocorre a encurvadura da vara. É fundamental do ponto de vista operativo ter em conta este efeito, devido ao facto de reduzir o tempo útil de vida do adaptador de haste, assim como todo o conjunto de encaixe quando se utiliza mais do que uma vara de perfuração. A encurvadura da vara vai provocar no momento da execução do furo um desvio considerável do mesmo, impedindo desta forma que o alinhamento dos furos seja o idealizado.

Os equipamentos modernos apresentam a possibilidade de utilizar varas com o acoplamento integrado o qual permite que o processo de encaixe no adaptador seja mais rápido e mais fácil. Desta forma, a transmissão de energia é melhor, os furos apresentam-se mais rectilíneos e a operação é mais segura.

Na Tabela 3 estão referidos os diâmetros de varas em relação com diâmetros de *bits* e o comprimento máximo recomendado para os furos. Os valores apresentados na Tabela 3 são valores *standard* e permitem relacionar os elementos de perfuração indicados com alturas máximas de bancadas.

Tabela 3 – Relação entre os diâmetros das varas o diâmetro das brocas e o comprimento do furo aconselhável (López Jimeno, 2003)

Diâmetro das Varas (mm)	**Diâmetro dos *Bits* (mm)**	**Comprimento máximo de furo (m)**
25	38/41/48/51	6 e 8
28	38/41/48/52	8 e 10
32	48/51/57/64/76	12 e 15
35	64/70/76/89/102	15 e 18
45	76/89/102/115	18 e 22
51	89/102/115/127	25 e 28

Na Fig. 15 apresentam-se alguns tipos de varas com e sem acoplamento integrado:

Varas e Acoplamentos

	Bit dia. mm	L mm	ft	in	D mm
MF-rod, T51 - round 52 - T51					
		3660	12'	–	52
		4265	14'	–	52
		6095	20'	–	52
Extension rod, T51 - round 52 - T51					
		3660	12'	–	52
		4265	14'	–	52
		6095	20'	–	52
Coupling sleeve T51					
		225	–	8 7/8"	71
		225	–	8 7/8"	76

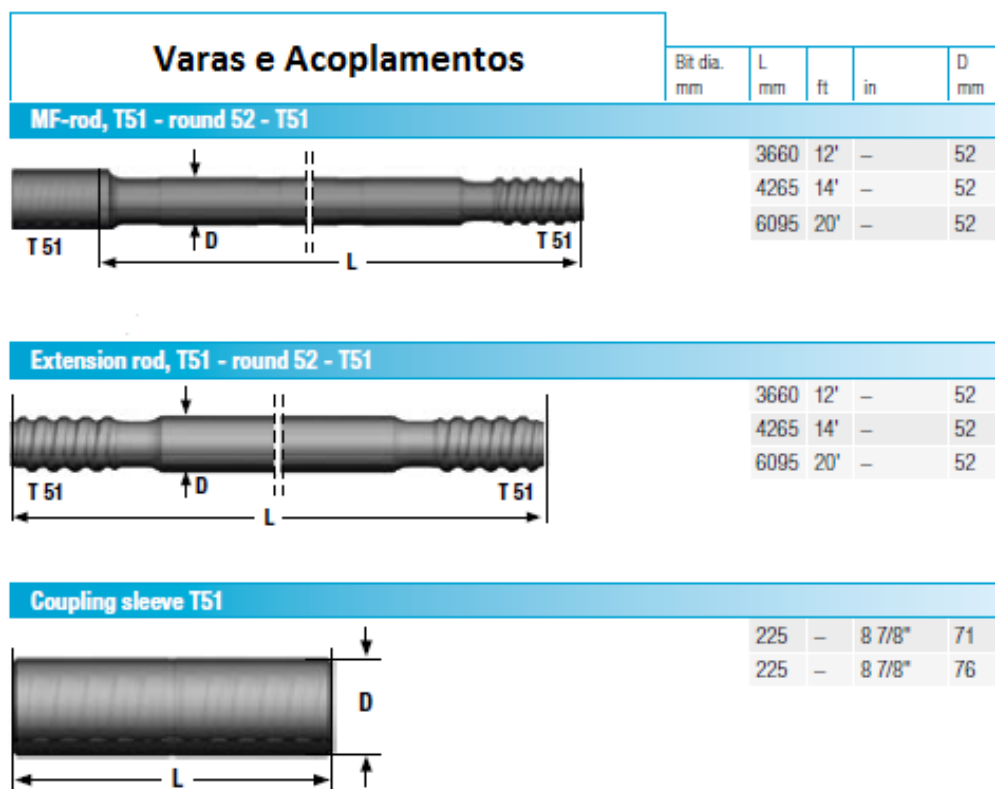



Fig. 15 – Varas e acoplamentos do catálogo da Sandvik para elementos de perfuração do tipo *Bench Drilling*

Se compararmos os elementos apresentados na Fig. 15 com a Tabela 3 é possível constatar que as varas da Tabela 3 são aconselháveis para *bits* entre 76 e 115 mm e para profundidades máximas entre 25 e 28 m.

3.8.5 BROCAS DE PERFURAÇÃO

Os *bits* que se utilizam para a perfuração pelo sistema rotopercutivo são de dois tipos:

- *Bits* de Botões

- *Bits* de Pastilhas

Do ponto de vista das características do desenho, existem alguns pontos importantes a referir:

- Ambos os *bits* apresentam orifícios estrategicamente colocados (normalmente na base) por onde é possível realizar a injecção do ar ou fluido de limpeza do fundo do furo.

- Relativamente à sua configuração estes *bits* apresentam uma forma ligeiramente cónica onde a parte mais larga está em contacto com o fundo do furo, com o objectivo de evitar que o bit fique preso ao fundo do furo e torne mais difícil a sua remoção.

3.8.5.1 BROCAS DE BOTÕES

Este tipo de *bits* apresenta uns botões compostos por carboneto de tungsténio que estão dispostos sobre a superfície do *bit*.

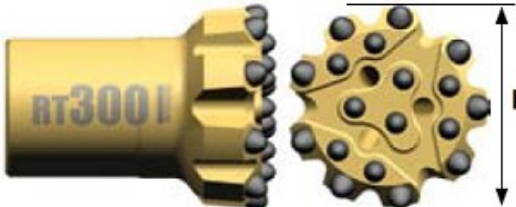
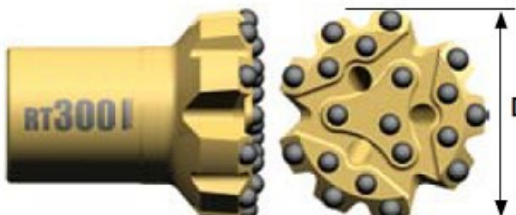



Fig. 16 – Brocas de Perfuração normal (*Sandvik*)

Os *bits* de botões são mais favoráveis para perfurações com rotação, porque apresentam melhores *performances* no que diz respeito a velocidades de penetração. São menos susceptíveis ao desgaste devido a forma dos botões.

Os diâmetros dos *bits* de botões mais utilizados na Industria mineira para perfurações de bancada variam entre 51mm e 250mm.

3.8.5.2 BROCAS DE PASTILHAS

Estas brocas apresentam dois tipos de desenho, os modelos em cruz e em “X”. Ambos os modelos são constituídos por pequenas placas de carboneto de tungsténio, diferindo na disposição das placas. Nos modelos em cruz estão dispostas em ângulo recto enquanto os modelos em “X” apresentam ângulos que variam entre os 75º e os 105º.

No que diz respeito aos diâmetros os *bits* em cruz variam numa gama de 35 a 57 mm; para valores superiores a 64 mm (até 127 mm) os *bits são* em "X". As brocas de perfuração em "X" são mais rápidas e diminuem a tendência para formar secções pentagonais em furos de grandes diâmetros.

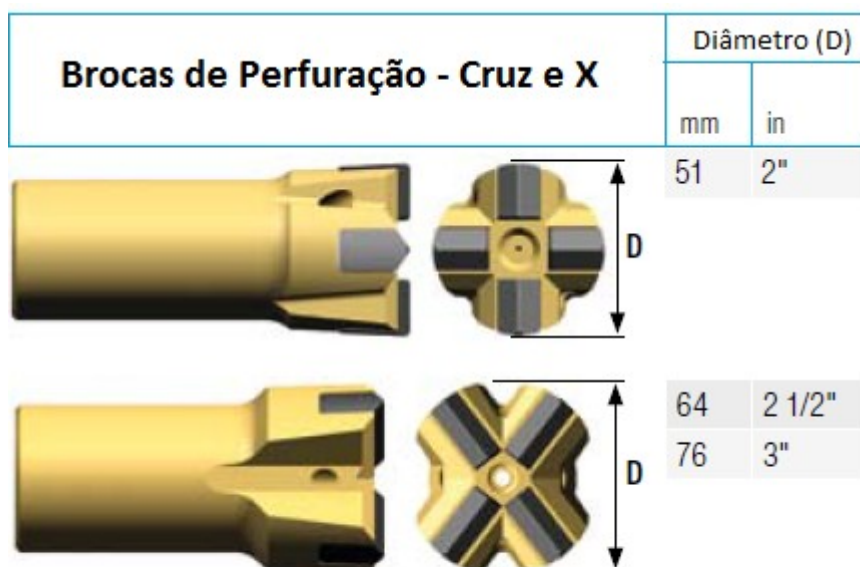



Fig. 17 – Brocas de Perfuração em Cruz e X (sandvik)

3.8.5.3 BROCAS RETRÁCTEIS

Trata-se de brocas com um desenho especial. Os *bits* deste tipo apresentam na zona cilíndrica um estriado, que se prolonga até à base. As brocas retrácteis são usadas em formações geológicas onde existe o perigo de o furo ficar entupido. Exemplos destes maciços são as formações que apresentam grande fracturação e zonas que interceptam contactos geológicos.

O principal objectivo deste tipo de broa é permitir que as paredes do furo sejam preservadas intactas, impedindo assim que por encravamento no fundo do furo se percam varas durante o processo de perfuração. As estrias permitem que o bit execute a operação em retrocesso para garantir que as paredes do furo se mantém intactas e que não exista o perigo de desabamento.

Brocas de Perfuração Retrácteis	Diâmetros (D)	
	mm	in
	89	3 1/2"
	89	3 1/2"
	102	4"
	102	4"
	115	4 1/2"
	115	4 1/2"
	127	5"

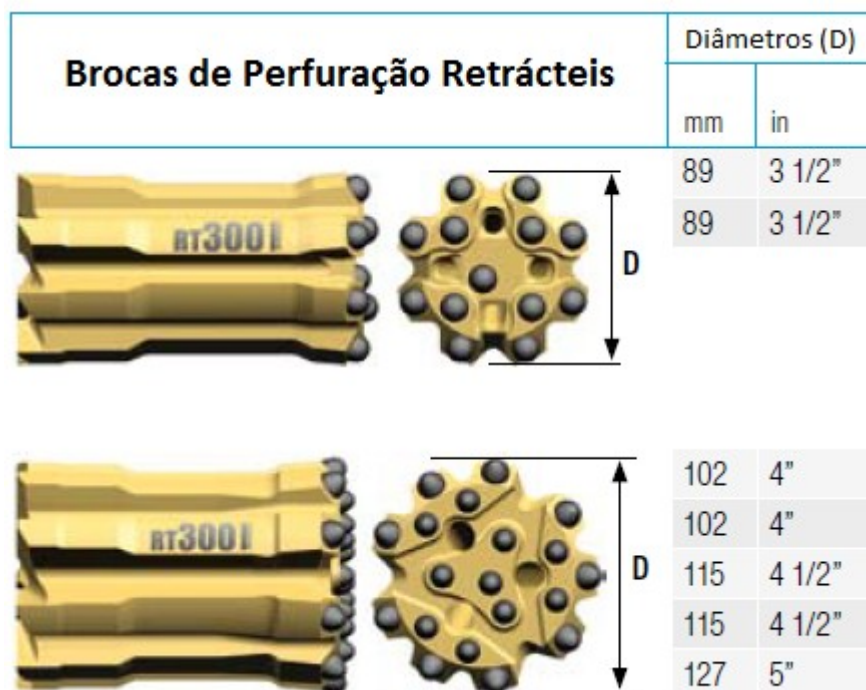



Fig. 18 – Brocas de Perfuração Retrácteis (Sandvik)

3.9 CÁLCULO DE ELEMENTOS DE PERFURAÇÃO – CIRCUNSTÂNCIAS OPERATIVAS

No terreno é importante conhecer os principais elementos de perfuração para facilmente obter o melhor rendimento do equipamento que executa os furos. O conhecimento da geologia do terreno permite eleger correctamente os elementos de perfuração. Desta forma, conhecer o tempo útil de vida destes elementos torna-se fundamental. Para determinarmos o seu tempo útil de vida temos que ter em consideração vários aspectos:

- O volume de rocha a perfurar

- A perfuração específica

- O comportamento geomecânico da rocha

A vida útil de uma vara está balizada por dois aspectos principais: a abrasividade da rocha, e o método de perfuração que é utilizado. Neste caso sabemos que o método é com martelo à cabeça.

Por imposição das marcas existem tamanhos estandardizado que nos obrigam a dimensionar com base nestes valores.

Para calcular uma estimativa dos elementos referidos ao longo do capítulo apresentam-se as seguintes equações:

Número de Brocas, N_B

$$N_B = \frac{V_r * P_e}{V_B}$$

Equação 6

Número de Varas, N_v

$$N_v = \frac{Vr_v * P_e}{V_v} * \frac{L * L_v}{2L_v}$$

Equação 7

Adaptadores de Varas, N_M

$$N_M = 1,5 * N_v$$

Equação 8

L – Profundidade do furo
L_v – Comprimento da Vara
V_r – Volume da rocha a desmontar
P_e – Perfuração específica

Estas equações permitem determinar o número de varas e na sequência, quantificar a vida útil dos diferentes elementos referenciados. Por outro lado, as empresas que desenvolvem este tipo de elementos de perfuração apresentam tabelas da vida útil, como por exemplo:

Tabela 4 – Vida útil de elementos de perfuração a céu aberto com martelo à cabeça (Atlas Copco)

Vida útil de elementos de perfuração em bancada (em metros)

Elementos	Tipo de Rocha	
	Abrasivas	**Pouco Abrasivas**
Brocas de Pastilhas		
Vida de Serviço	200 - 400	800 - 1200
Brocas de Botões		
Vida de Serviço		
Diâmetro > 64	400 - 1000	1200 - 2500
Diâmetro < 57	300 - 600	900 - 1300
Varas		
Vida de Serviço	150 - 200	600 - 800
Adaptadores		
Vida de Serviço Pneumáticas	1500 - 2000	
Vida de Serviço Hidráulicas	3000 - 4000	

4

ARRANQUE – CONCEITOS E PRINCÍPIOS SOBRE DESMONTE DE MACIÇOS EM MINAS A CÉU ABERTO

4.1 HISTÓRIA

"No inicio do século XVII é introduzida a pólvora como principal método para promover o rompimento dos maciços rochosos na Industria Mineira na Europa"(Olofson, 1988). O método anteriormente utilizado era o fogo, que consistia no aquecimento da rocha através de fogueiras as quais lavravam durante dias, sendo posteriormente derramada água. O efeito produzido era de um choque térmico que promovia o rompimento do maciço. Este método era extremamente lento e com níveis de produtividade reduzidos.

"A introdução da pólvora na indústria mineira foi relativamente rápida e, no final do século XVII a maioria dos mineiros europeus usaram a pólvora como método de arranque. No inicio do século XVIII a pólvora ganha ampla aplicação na área da construção. A aplicação da pólvora negra suscitou alguns problemas do ponto de vista de segurança, até que William Bickford, inventou o Safety Fuse em 1831 dando assim aos encarregados de fogo um dispositivo confiável e seguro para a aplicação da pólvora" (Olofson, 1988).

A procura por ferramentas cada vez mais poderosas para promover o desmonte de rocha resultou no desenvolvimento de novos explosivos. *"Em 1846, Ascanio Sobrero, um italiano, descobriu a nitroglicerina, que considerou imprevisível e extremamente perigosa para fabricação e aplicação"(Olofson,1988).*

A descoberta foi experimentada na Suécia por Alfred Nobel onde descobriram as potencialidades da nitroglicerina para o uso do desmonte dos granitos duros da Suécia. Posteriormente *Alfred Nobel* em 1864, formou a sua primeira empresa de explosivos " *Nitroglicerina Aktiebolaget*", para a fabricação de nitroglicerina.

O principal problema relacionado com a aplicação da Nitroglicerina era conseguir criar um sistema de iniciação consistente. *Alfred Nobel* resolveu este problema inventado um detonador à base de fulminato de mercúrio em 1867, que quando utilizado em conjunto com o rastilho de segurança (*Safety fuse*) apresentava-se como um sistema de iniciação seguro.

A Nitroglicerina rapidamente conquistou o mundo e foram construídas em todo o mundo. No entanto, continuavam a existir alguns problemas na sua fabricação, explosões desastrosas na Europa e nos Estados Unidos alertaram para o perigo da sua produção, o que levou à criação de legislação sobre a fabricação deste produto. Em alguns países foi proibida a sua fabricação e utilização, devido aos perigos que apresentava.

Com o objectivo de tornar o manuseio da nitroglicerina mais seguro, *Alfred Nobel* em 1866 descobriu que a *Keiselguhr* (diatomite - a terra de diatomácias) ao absorver a nitroglicerina tornava-a menos sensível ao choque.

*"Alfred Nobel juntou estes dois materiais e inventou um cartuxo em papel ao qual chamou **DYNAMITE**" (Olofson, 1988)*. Este explosivo apresentava um poder de detonação vinte vezes superior ao da pólvora. O desenvolvimento da dinamite continuou, e em 1875, introduziu a nitrocelulose e dissolveu-a na nitroglicerina, inventando desta forma os explosivos gelatinosos que, nos tempos de hoje, ainda são dos bastante utilizados na área dos explosivos civis.

Na década de 1920 foi introduzido o nitroglicol nas dinamites, diminuindo assim o seu ponto de congelamento para treze graus *Celsius*.

Em 1964 na Suécia, foi criado um novo processo de fabricação da dinamite tornando-o mais seguro tanto para fabricar como para manusear e foi comercializado o **DYNAMEX**, o primeiro explosivo considerado seguro.

No mesmo sentido em que se realizavam novos métodos de fabricação da DINAMITE, eram pesquisadas novas formas de iniciar os explosivos. No inicio da década de 1920, foi introduzida a iniciação eléctrica, e em 1922, é inventado um detonador eléctrico com um segundo de atraso. Na década 1940 é inventado um detonador com 10-100 milissegundos de retardo. Esta invenção foi de grande importância no desenvolvimento das novas técnicas de iniciação.

"Em 1955, Robert W. Akre apresenta um trabalho sobre akremite no year's Coal Show nos Estados os Unidos. A akremite era uma mistura de nitrato de amónio em esférulas de carvão formando um agente explosivo. A mistura era colocada em sacos de polietileno em ambiente seco nos furos" (Olofson, 1988).

"No ano seguinte, 1956, ANFO (Ammonium Nitrate and Fuel Oil) foi introduzido no mercado Norte Americano. O sucesso do ANFO foi de tal ordem que em 1975 o consumo era de cerca um milhão de toneladas" (Olofson, 1988).

Na década de 1960, foram desenvolvidos os hidrogeis e *slurries* e na década de 1970 foram desenvolvidas as emulsões.

No final da década de 1970, desenvolvem-se os sistemas não eléctricos de iniciação como o NONEL.

O consumo de dinamites prevaleceu durante a década de 1980, e em 1985 foi inventado um ANFO, com maior resistência à água, Akvanol por *Nitro Nobel*, que aumentou a versatilidade da aplicação do explosivo.

Os grandes desenvolvimentos do arranque de rocha ocorrem nos séculos XIX e XX, com especial ênfase para o aproveitamento das características físico-químicas da nitroglicerina e as descobertas e invenções a que fica associado Alfred *Nobel*.

4.2 INTRODUÇÃO

Os materiais explosivos são misturas de substâncias em estado líquido, sólido ou gasoso, que através de uma reacção química de oxidação – redução são capazes de se transformar em fracções de micro segundos em produtos gasosos e condensados, cujo volume inicial é convertido numa massa de gases, em condições de altas temperaturas e pressões.

Os explosivos civis são misturas de substâncias redutoras e oxidantes, que devidamente activadas originam reacções exotérmicas extremamente rápidas e quimicamente estáveis. No final da reacção estará formado, quase instantaneamente, um volume de gases que, nas condições PTN, evidencia grandeza 1000 a 10000 vezes superior à do volume originalmente ocupado pelo explosivo.

Os fenómenos físicos que resultam da reacção exotérmica provocada pela activação da carga explosiva são aproveitados para romper materiais rochosos, por meio de procedimentos específicos que se denominam “Técnicas de Arranque de rocha”.

4.3 TIPOS E CARACTERISTICAS DAS REACÇÕES QUÍMICAS

Os processos de reacções químicas exotérmicas são tipificáveis pelo seu carácter físico-químico e também pelo tempo de reacção, podendo ser catalogadas em combustões, deflagrações e detonações.

A combustão define-se como todo o tipo de reacções químicas capazes de produzir em calor, podendo estas manifestar chama ou não e que apresentam tempos de reacção muito lento.

A deflagração é um processo exotérmico em que a transmissão da reacção de decomposição se baseia principalmente na condutividade térmica. É um fenómeno superficial em que a frente de deflagração se propaga através do explosivo em camadas paralelas, a uma velocidade baixa, inferior a 1000 m/s.

A Detonação é um processo físico-químico que se caracteriza por grandes velocidades de reacção e pela formação de produtos gasosos a elevadas temperaturas e pressões. Daqui decorre uma grande capacidade expansiva que, no caso dos explosivos detonantes, provoca enormes pressões no maciço onde foi inserido o explosivo, promovendo assim o rompimento daquele.

Nos explosivos detonantes a reacção é transmitida por ondas de choque e não por cedência de calor, ou seja, a velocidade das primeiras moléculas que se convertem em partículas gasosas é tão abrupta que não transferem calor umas as outras. Por sua vez, através de choque, deforma as moléculas, produz aquecimento e uma explosão adiabática (transferência de energia sem matéria) com a produção de gás. O efeito da iniciação da carga explosiva produz um movimento ondulatório que afecta toda a massa explosiva, a qual se desintegra a velocidades entre os 1500 m/s e os 7000 m/s dependendo da composição do explosivo e das suas condições de iniciação.

Uma das características da detonação é o facto, de a onda de choque gerada, alcança o nível de equilíbrio, relativamente às condições de temperatura, velocidade e pressão, mantendo-as constantes durante todo o processo. Na deflagração, por sua vez, a onda de choque tende a diminuir à medida que termina o processo.

Na detonação a turbulência provocada pelos produtos gasosos dá origem à formação da onda de choque. A região desta onda, onde a pressão se eleva rapidamente, designa-se por “frente de choque”. Nesta frente, ocorrem reacções químicas que transformam progressivamente as substâncias que constituem o explosivo nos seus produtos finais.

Na detonação, imediatamente atrás da frente de choque, que avança ao longo do explosivo, ocorre uma zona de reacção, que na última etapa, fica limitada por um plano ideal, denominado “Plano de Chapaman–Jouguet (CJ)”. Este plano, caracteriza-se pelo momento de reacção em que esta atinge o equilíbrio. A condição de equilíbrio é definida tendo em conta os parâmetros da velocidade, temperatura, pressão dos gases, composição, e densidade.

A estas condições corresponde o chamado estado de detonação.

No plano (CJ) os gases encontram-se no estado de hiper-compressão. As zonas de reacção dependem do tipo de explosivo em que se dá a reacção. Nos explosivos gelatinosos a zona de reacção é muito menor do que em explosivos lentos como o ANFO.

Nota:

Os Produtos resultantes da reacção de oxidação-redução que ocorrem na deflagração movem-se no sentido contrário ao da combustão. No caso da detonação os produtos da reacção movimentam-se no mesmo sentido da detonação.

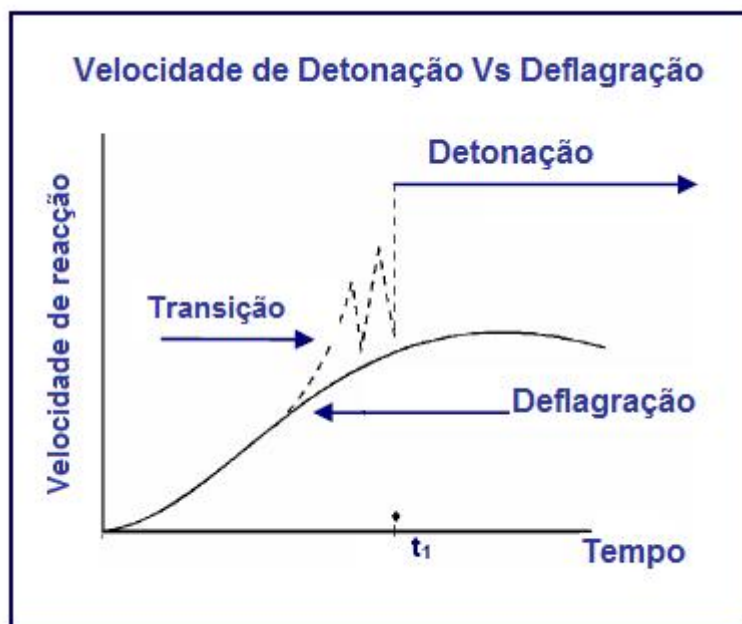



Fig. 19. Representação esquemática da velocidade de detonação e velocidade de deflagração.

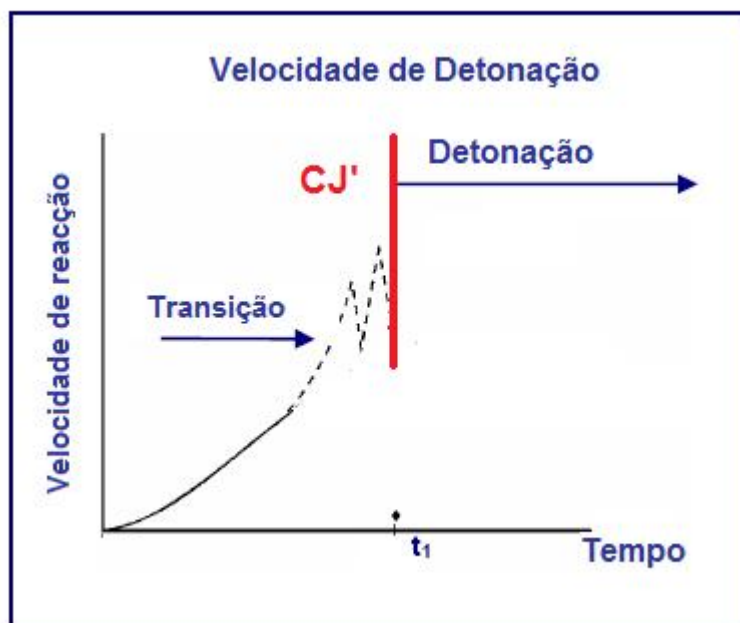



Fig. 20 – Esquema em que se identifica o momento de equilíbrio CJ

4.3.1 EQUAÇÃO DE CHAPMAN – JOUGUET

$$VOD = S + W$$

Equação 9

A equação evidencia que a velocidade de detonação é igual à soma da velocidade do som e a velocidade dos produtos resultantes da reacção a partir do momento em que se inicia da detonação.

Se a velocidade de detonação for inferior a “S”, significa que as partículas movimentam-se no sentido contrário à reacção. Por sua vez, sendo menor que a velocidade do som, neste caso trata-se de uma deflagração.

Se a velocidade de detonação for superior ou igual à velocidade do som, as partículas movimentam-se na mesma direcção da detonação, e desta forma trata-se de uma detonação.

Os fenómenos de Deflagração e detonação apesar de serem reacções oxidação – redução diferem na velocidade com se propagam. A deflagração é subsónica devido ao facto da sua onda de compressão ser de baixa intensidade. Por outro lado, na detonação a velocidade é superior à velocidade do som e promove uma onde de compressão, num curto espaço de tempo, de alta intensidade.

4.4 CLASSIFICAÇÃO DOS EXPLOSIVOS QUANTO À VOD (VELOCIDADE DE DETONAÇÃO)

Os explosivos identificam-se segundo a sua velocidade de detonação da seguinte forma:

Deflagrantes – quando a velocidade de detonação é inferior a 1000 m/s

Detonantes – entre os 1000 m/s e 1800 m/s (limite deflagração – Detonação)

Detonantes de regime normal – velocidades superiores aos 1800 m/s e 5000 m/s (categoria dos explosivos Civis)

4.4.1 PROCESSO DE DETONAÇÃO

O detonador ao ser iniciado gera uma onda de choque que rapidamente avança ao longo do explosivo. Esta onda, ao atingir altas velocidades interage com a massa, promovendo a reacção interna dos constituintes do explosivo; esta reacção ocorre primeiramente num ponto, intensificando-se a toda a secção do explosivo (diâmetro). Este processo desenrola-se até atingir uma velocidade máxima de detonação, que ao longo do explosivo se mantém

em regime constante, **VOD** (velocidade a regime constante ou velocidade estável de detonação).

Fig. 21 – Esquema de um explosivo com detonador

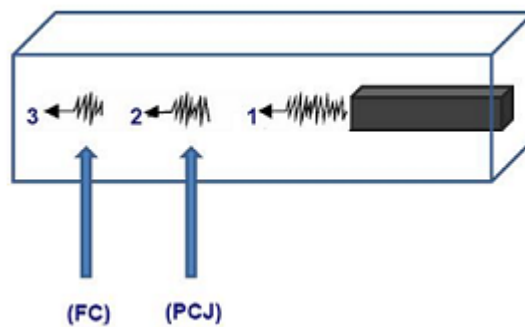



Fig. 22 – Etapas da iniciação do detonador dentro do explosivo: FC – Frente de choque; PCJ – Ponto Chapman-Jouguet

O processo de Detonação pode ser dividido em duas etapas principais: o momento antes da reacção **E** para condições de pressão e temperatura naturais $\mathbf{P_0T_0}$; e o momento de ocorrência da reacção química. A reacção química, que ocorre em **ZR** (zona de reacção), é gerada pela detonação para determinadas condições de pressão e temperatura $\mathbf{P_1T_1}$ pressão e temperatura de reacção), e dá origem ao plano **CJ, limite entre a reacção e a explosão**. Por sua vez, origina a explosão em **ZE** (zona de explosão), que ocorre a $\mathbf{P_2T_2}$ (pressão e temperatura de explosão). O fenómeno de explosão permite atingir $\mathbf{P_3}$, dando origem numa onda de choque a qual se designa por pressão de trabalho.

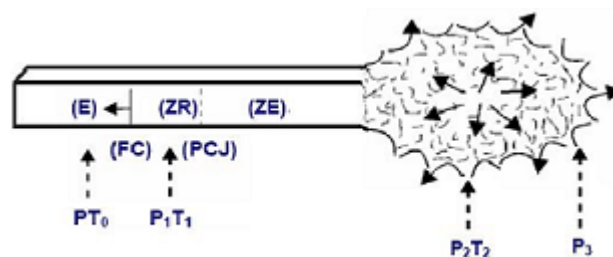



Fig. 23 – Esquema de um explosivo sobre o efeito da detonação

4.4.2 TIPOS DE EXPLOSÕES

A Explosão é um fenómeno de natureza física resultante da libertação de energia que pela sua velocidade se considera instantânea. É um efeito provocado por uma reacção físico-química de carácter exotérmico.

Existem vários tipos de explosões que se definem tendo em conta a sua origem, quantidade de energia libertada e alterações mecânicas que ocorrem devido às forças que acompanham a explosão.

Desta forma dividem-se:

Explosão por decomposição rápida – refere-se as explosões que se traduzem numa libertação instantânea de energia gerada por decomposição rápida de materiais instáveis. Para que estas explosões possam ocorrer é necessário um produto instável (explosivo) e uma iniciação (detonador).

Explosões por oxidação muito rápida – a libertação de energia gerada por oxidação muito rápida de um vapor, gás Grisú (designação da atmosfera das minas de carvão que sofrem fenómenos de concentração por metano)

Explosão Nuclear – refere-se à libertação de energia por fusão nuclear ou fissão nuclear. A fissão nuclear é a fractura do núcleo de um átomo. Esta reacção liberta uma grande quantidade de energia que pode ser aproveitada para a produção de bombas atómicas ou aproveitada para energia eléctrica como no caso do principio utilizado nas centrais nucleares.

Explosão por excesso de pressão – este tipo de explosão resulta da libertação instantânea da energia gerada por um aumento de pressão. Normalmente acontecem com líquidos ou gases que se encontram armazenados a altas pressões.

Normalmente, um dos indicadores é a passagem de regimes laminares a altamente turbulentos nos líquidos. Nos gases, o aumento de temperatura promove a agitação das partículas gasosas.

Explosão por ignição espontânea – a ignição espontânea resulta de processos de oxidação lenta que se iniciam sem uma fonte de energia externa.

4.5 TERMOQUIMICA DOS EXPLOSIVOS

A energia do explosivo do ponto de vista termoquímico, apresenta-se sobre a forma de calor. Desta forma, os explosivos civis permitem proporcionar, após a detonação, uma energia interna que permita o rompimento da rocha. Para que o explosivo deforme o maciço rochoso, tem que apresentar características energéticas que promovam a fragmentação da rocha. A energia que o explosivo possui antes de detonar chama-se energia potencial.

A energia potencial é transformada em energia cinética após ser activado o explosivo pela detonação. A detonação permite que a energia passe de um estado estático a dinâmico.

A “Lei da conservação da energia”, estabelece que a quantidade total de energia num sistema isolado é constante. Esta lei, demonstra que a energia não se cria nem se destrói apenas se transforma.

A “lei da conservação da Energia” pode ser traduzida pela seguinte equação:

$$Ep + Ec = k_{ce}$$

Equação 10

Ep – Energia potencial

Ec – Energia cinética

k_{ce} – Constante de energia

No caso prático do Explosivo, após ser iniciado pela detonação, converte-se em energia cinética. Pela facto de existir uma transformação de energia, nem toda a energia é convertida em energia útil, para o objectivo do desmonte de um maciço rochoso. Desta forma, divide-se esta transformação de energia em duas partes a “Energia útil de trabalho”, que representa a energia que efectivamente foi utilizada para promover o rompimento, e a “Energia Perdida”. Este tipo de energia não se perde, transforma-se em outras formas de energia ou mantêm-se na sua forma potencial, devido ao facto de no processo termodinâmico não ter sido convertida.

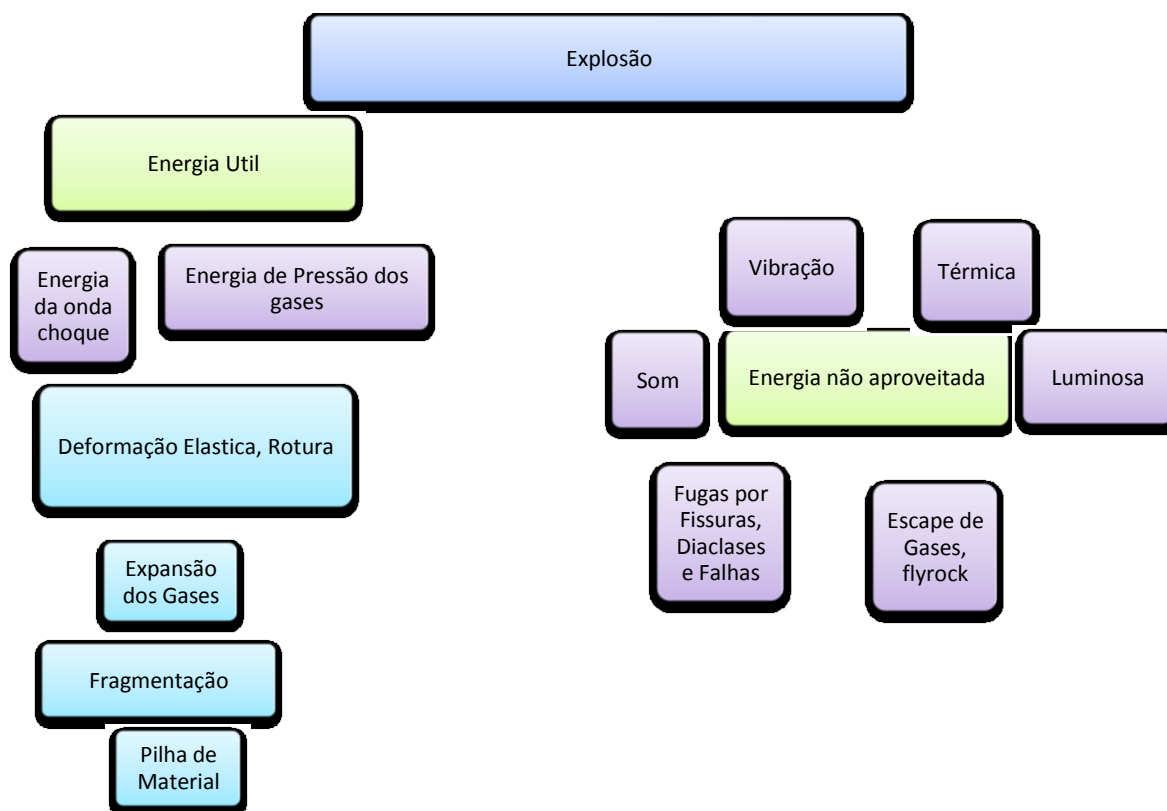



Fig. 24 – Representação de um esquema de energias de explosão

Os explosivos civis devem possuir energia suficiente para que, após a detonação, esta possa romper a rocha, e desta forma, apresentar bons níveis de fragmentação e empilhar o material da melhor forma possível para ser carregado e transportado. Para que isto suceda é importante avaliar e quantificar qual o explosivo a ser utilizado. Para uma boa eleição de um explosivo é importante conhecer os parâmetros termoquímicos que intervêm no processo de reacção. Alguns dos parâmetros mais importantes são a Pressão, o calor de explosão, os balanços de oxigénio, o volume de gases, a energia disponível, e a temperatura de explosão.

4.5.1 PRESSÃO

A pressão é o resultado do efeito expansivo dos produtos da reacção que se convertem em gases a altas temperaturas. A agitação das partículas gasosas aumenta exponencialmente com o aumento da temperatura, o que, pelo facto de os gases se encontrarem confinados, aumenta a pressão e promove o rompimento.

4.5.2 PRESSÃO DE DETONAÇÃO

É a pressão que existe no plano (CJ), durante o movimento da onda de detonação. Esta pressão é função da densidade do explosivo e do quadrado da velocidade (VOD). Nos explosivos civis varia entre 500 MPa e 1500 MPa.

A pressão de detonação é vastamente utilizada para comparar explosivos que aparentemente tem o mesmo comportamento, mas por vezes, apresentam características que fazem com que a Velocidade de detonação seja ligeiramente diferente e varie substancialmente a pressão de detonação.

A pressão de detonação pode ser traduzida por uma equação baseada na teoria hidrodinâmica, em kbar, da seguinte forma:

$$PD = \rho e * VOD * W * 10^{-5}$$

Equação 11

PD – Pressão de detonação, kbar

ρe – Densidade do explosivo, em g/cm^3

VOD – Velocidade de detonação, em m/s

W – Velocidade de produtos da reacção

10^{-5} – Factor de conversão

O plano (CJ), como já foi referido anteriormente, não é estático, movimentando-se muito rapidamente, enquanto a velocidade dos produtos (W) apresenta um desfasamento considerado quatro vezes inferior a velocidade de detonação:

Por isto,

$$W = \frac{VOD}{4}$$

Equação 12

Desta simplificação obtemos a seguinte equação,

$$PD = \rho_e * \frac{(VOD)^2}{4} * 10^{-5}$$

Equação 13

No entanto, o valor constante da velocidade dos produtos da reacção é uma aproximação teórica. Na realidade este valor varia consoante os componentes do explosivo entre 4,2 e 4,5 m/s. Este cálculo é comum para explosivos de média e alta densidade.

$$PD = \rho_e * \frac{(VOD)^2}{4} * 10^{-3}$$

Equação 14

4.5.3 PRESSÃO DE EXPLOSÃO

A pressão de explosão é a pressão dos gases produzidos pela detonação quando estes ainda ocupam o volume inicial do explosivo antes de qualquer expansão.

Do ponto de vista empírico considera-se que a pressão de explosão representa 50% da pressão de detonação. Esta pressão também se designa por "pressão máxima de trabalho". E representa-se pela seguinte equação:

$$PD = \rho_e * \frac{(VOD)^2}{8} * 10^{-3}$$

Equação 15

4.5.4 PRESSÃO DO FURO

É a pressão que os gases exercem sobre as paredes do furo antes de se iniciar a deformação da rocha.

Esta pressão depende em grande medida da densidade de carregamento (dc). No caso de um furo totalmente preenchido de explosivo, a pressão é igual à pressão de explosão. Em termos práticos, a pressão do furo é mais lenta de que a pressão de explosão. A pressão do furo representa 30 a 70% da pressão de detonação.

A equação que traduz a pressão que o explosivo exerce no furo, é a seguinte:

$$PF = PE * dc^{2,5}$$

Equação 16

A equação só é validade para densidades de carregamento muito baixas.

4.5.5 CALOR DE EXPLOSÃO

É o calor libertado pela reacção de um explosivo ao ser activado. Quando se produz a explosão a pressão constante traduz-se num trabalho de expansão ou compressão.

A primeira lei da termodinâmica estabelece o seguinte,

$$Q_c = \Delta[U_c + (P * V)]$$

Equação 17

Q_c – Calor libertado pela explosão

U_c – Energia interna do explosivo

P – Pressão

V – Volume

Como $(U_c + PV)$ refere-se ao calor existente ou entalpia. A entalpia é uma grandeza física que permite medir a quantidade de energia do sistema.

A equação pode ser traduzida da seguinte forma:

$$Q_c = -\Delta(Hp)$$

Equação 18

O calor de explosão em condições de pressão constante pode estimar-se estabelecendo balanço térmico da reacção, multiplicando os calores de formação dos produtos finais pelo numero de moles que cada um forma.

$$Hp(explosivos) = Hp(produtos) - \ Hp\ (explosivos)$$

Equação 19

De outra forma,

$$Q_e = Q_p - Q_r$$

Equação 20

Q_e – Calor total de explosão libertado

Q_p – Calor total

Q_r – Calor resultante dos produtos finais da reacção

Exemplos de Calor de formação para diferentes tipos de componentes;

Tabela 5 – Calores de formação de substâncias constituintes dos explosivos

Produtos	Calor de Formação kcal/mol
Nitrato de Amónio	-87,3
Gasóleo	-7,0
Dióxido de carbono	-94,1
Água	-57,8
Nitrógenio	0,0

Nota:

Se existir libertação de calor durante a reacção esta apresenta calor de formação negativo – reacção exotérmica.

Se é necessário introduzir calor para que seja possível a reacção, esta é considerada como tendo calor de formação positivo – reacção endotérmica.

4.5.6 VOLUME DE EXPLOSÃO

É o volume ocupado pelos gases produzidos por um quilograma de explosivo, medida em condições normais de pressão e temperatura

Quando existe a necessidade de aumentar o calor de explosão, utilizam-se na prática aditivos, para que seja possível aumentar as temperaturas da reacção e por consequência elevar a pressão os gases.

4.5.7 BALANÇO DE OXIGÉNIO

A maioria dos explosivos é deficiente em oxigénio, excepto o nitrato de amónio e a nitroglicerina. Isto porque, na sua decomposição explosiva, não se consegue converter todos os átomos de carbono e hidrogénio presentes na molécula explosiva em dióxido de carbono e água.

Normalmente um explosivo não utiliza oxigénio atmosférico durante o processo de detonação, pelo que o calor gerado pela explosão de um produto deficiente em oxigénio é menor do que se fosse gerado em condições de oxigenação completa.

4.5.8 ENERGIA MININMA DISPONIVEL

Define-se energia mínima disponível, a quantidade de trabalho que realizam os produtos gasosos de uma explosão quando a pressão permanece constante e igual a uma atmosfera.

A equação que traduz o Trabalho expansivo é a seguinte,

$$W_e = P * (V_2 - V_1)$$

Equação 21

We – trabalho de expansão

P – pressão resistente (1 atm.)

V1 – volume inicial do explosivo

V2 – volume dos gases de explosão

Como o valor V_1, é desprezável devido ao facto do volume dos gases de explosão ser de uma ordem de grandeza muito superior a equação toma a seguinte forma,

$$W_e = P * V_2$$

Equação 22

4.5.9 TEMPERATURA DE EXPLOSÃO

É a temperatura máxima que a reacção explosiva atinge. Esta característica tem especial relevo para as minas de carvão, devido às elevadas quantidades de metano (problema do grisú). Isto porque, a altas temperaturas, o grisú pode inflamar. As altas temperaturas podem ser controladas utilizando depressores de calor; um exemplo que é comum, é a incorporação do cloreto de sódio.

A forma de cálculo da temperatura de explosão é idêntica à do cálculo da temperatura absoluta de uma combustão. No caso de se conhecer a temperatura de explosão de cada produto da reacção esta pode ser apresentada em graus célsius ou em Kcal/kg.

A equação representa-se da seguinte forma:

$$T_e = \frac{Qkv}{(mc * ce)}$$

Equação 23

Qkv – Calor total libertado a volume constante

mc – Peso em Kg de cada um dos produtos da reacção

ce – Calor específico à temperatura Te

4.6 EXPLOSIVOS

Os explosivos industriais classificam-se em dois grupos segundo a velocidade da onda de choque.

Os **explosivos rápidos ou detonantes** com velocidades entre os 2000 e os 7000 m/s e os **explosivos lentos ou deflagrantes** com velocidades inferiores a 2000 m/s.

Os explosivos de alta velocidade, distinguem-se pelo facto da onda de choque ser supersónica e constante. Esta característica, garante que a detonação se realiza ao longo de todo o explosivo, o que, permite a este tipo de explosivo possuir uma grande capacidade de fragmentação e trituração.

Os explosivos lentos estendem-se numa gama que vai desde as pólvoras compostos pirotécnicos até propulsores para artilharia. A sua aplicabilidade na actividade mineira, nos dias de hoje, é praticamente nula.

Os explosivos rápidos, dividem-se em dois grandes grupos, de acordo com as suas características e aplicabilidade: os **primários** e os **secundários**.

Os primários caracterizam-se pela sua grande capacidade energética e sensibilidade. São utilizados como iniciadores para detonar os secundários, porque possuem apenas um regime de decomposição explosiva: o regime detonante.

Os secundários são utilizados para realizar o trabalho de arranque, são menos sensíveis que os primários, no entanto, apresentam maior trabalho útil.

Os explosivos de aplicação industrial dividem-se em dois grupos, os **agentes explosivos** e os **convencionais**:

Os agentes explosivos são misturas de compostos que, somente após a sua mistura deixam de ser inertes, salvo algumas excepções. Os mais comuns são os seguintes:

- ANFO

- ALANFO

- HIDROGELES

- EMULSÕES

- HEAVY ANFO

Os explosivos convencionais necessitam de substâncias sensibilizadoras das misturas, como é o caso, por exemplo, de:

- Gelatinosos

- Pulverulentos

- Explosivos de Segurança

Para os objectivos propostos para este trabalho apenas será aprofundado o caso das emulsões. O ANFO será também objecto de referência; no entanto, devido ao grande conhecimento que existe sobre este explosivo não será objecto de descrição.

4.6.1 EMULSÕES

As emulsões são o grupo de explosivos industriais mais recentes no mercado e apresentam características melhoradas relativamente a outros explosivos, respectivamente, na potência e na resistência à água. As emulsões são muito utilizadas na indústria mineira a céu aberto, devido às características intrínsecas do produto, à facilidade de manuseamento (quando se trata de grandes quantidades de explosivo) bem como, à relação preço/qualidade. As emulsões surgem na década de sessenta com a necessidade de existir um explosivo que apresentasse um processo de detonação recorrendo à combinação de uma substancia oxidante com um combustível mineral (hidrocarbonetos).

A Tabela 6 demonstra a evolução cronológica dos explosivos com a sua componente oxidante, combustível, e sensibilizadores.

Tabela 6 – Tipos de explosivos industriais segundo a sua composição típica (adaptado – " *Manual de Perforacion y Voladura de Roca, Lopez Jimeno, 2003"*)

Explosivos - Composição típica			
Explosivo	Oxidante	Combustível	Substancias Sensibilizadoras
Dinamite	Nitratos	Material absorvente (sensibilizadores)	Nitroglicerina, Gasificantes
ANFO	Nitratos	*Fuel Oil*	Poros
Hidrogeles	Nitratos, Soluções Salinas	Alumínio	TNT, Nitrato de Monometilamina, Alumínio em pó, Gasificantes
Emulsões	Soluções Salinas	Parafinas, Óleos Minerais	Gasificantes

As emulsões explosivas são compostas por dois líquidos imiscíveis, água e óleos minerais, em que a fase aquosa é composta por sais inorgânicos oxidantes, dissolvidos em água e por um óleo combustível mineral proveniente de hidrocarbonetos. A composição das emulsões, de acordo com o balanço de oxigénio, obriga a que 6% da sua composição seja óleo, e os restantes 94% sejam solução saturada oxidante sobe a forma de micro - gotas.

Os sensibilizadores representam uma parte importante no objectivo das emulsões como explosivo. Desta forma, para conseguir sensibilizar os explosivos, é necessário um mecanismo físico do tipo borbulhas de gases que, ao serem comprimidas adiabaticamente produzem o fenómeno de pontos quentes permitindo a iniciação destes e a consequente detonação. Estes gasificantes são constituídos principalmente por poliestireno ou micro-esferas de vidro.

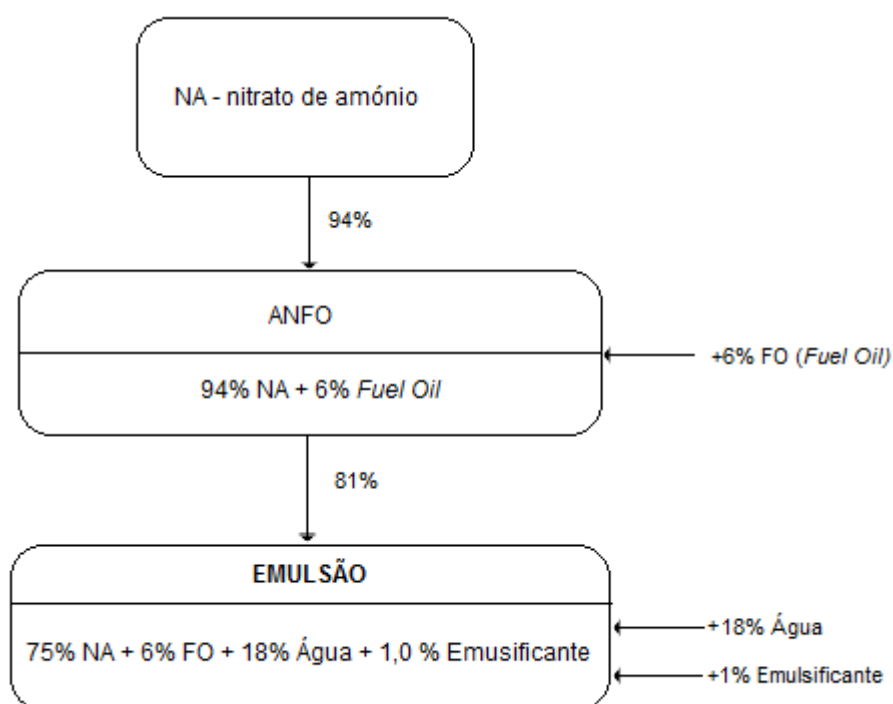



Fig. 25 – Esquema da composição básica das emulsões

A Fig. 25, apresenta a composição básica de uma emulsão onde o maior constituinte é o nitrato de amónio (oxidante) dissolvido em água, o *fuel oil*, e o emulsificante que lhe confere as características de emulsão altamente potente.

As características das emulsões variam entre 65% e 72% de potência relativa, com densidades que variam entre 1,15 e 1,25 g/cm^3. A velocidade de detonação é de 5 km/s e o calor de explosão varia entre 655 cal/g e 863 cal/g. A resistência à agua é excelente e normalmente utilizado para furos de médio e grande diâmetro para explorações a céu

aberto. Estes dados, são fonte da "*Unión Española de Explosivos, S.A.*" e podem ser consultados nos manuais de aplicação de explosivos da empresa.

A aplicação de emulsões a granel, como é o caso deste trabalho, apresenta inúmeras vantagens, nomeadamente em questões de manuseamento e segurança, visto que as misturas são feitas em camião e o carregamento do furo realizado a partir do mesmo. Do ponto de vista logístico, este tipo de aplicação reduz os custos de mão-de-obra e a consequente mecanização do processo permite carregar os furos com maior exactidão e rapidez.

Fig. 26 – Camião de carregamento de emulsão – *DYNO Nobel*

4.6.2 DETONADORES NONEL

Os sistemas de iniciação com detonadores não eléctricos têm o seu princípio de funcionamento numa onda de choque de baixa velocidade de avanço, que se movimenta ao longo de um tubo de plástico (tubo de transmissão) até ao detonador.

4.6.2.1 TUBO DE TRANSMISSÃO

O tubo de transmissão é um tubo de plástico com uma espessura aproximada de 3mm, que no seu interior contem uma substancia reactiva. Este tubo, uma vez activado, transmite a onda de detonação com uma velocidade na ordem dos 2000 m/s.

A onda de detonação que é transmitida pelo tubo de transmissão não reage com a coluna de explosivo. A substância reactiva não afecta o invólucro plástico do tubo, ocorrendo apenas a iniciação ao chegar ao detonador.

Este elemento é de natureza não eléctrica, pelo que não sofre qualquer tipo de influência sob a acção de radiofrequências, electricidade estática, chama, ou impacto.

Os tubos apresentam algumas características que variam consoante o fabricante mas no global não variam na sua estrutura. Apresentam uma resistência à tracção na ordem dos 20kg, tem um coeficiente de estiramento na ordem dos 300%, e a carga explosiva que contem no interior do plástico é de 14,5 mg/m de tubo.

4.6.2.2 DETONADORES E CONECTORES NÃO ELECTRICOS

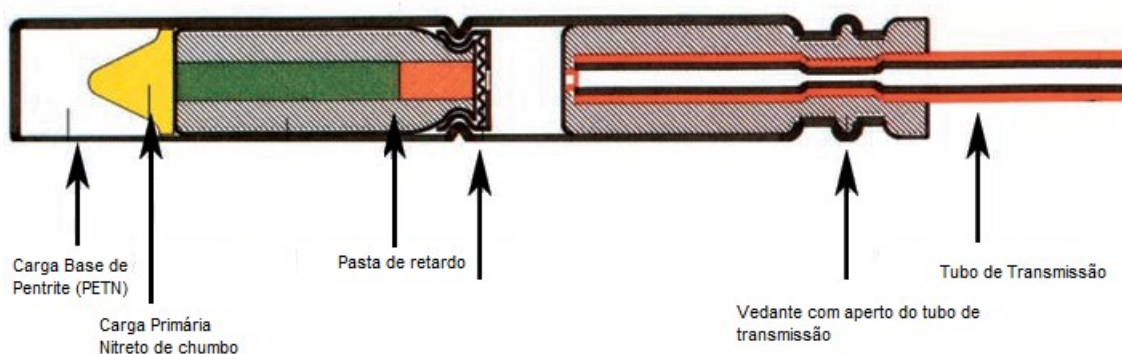
Os detonadores deste tipo são compostos por uma cápsula de alumínio, que contém no seu interior, uma carga base de pentrite, uma carga primária de nitreto de chumbo, um elemento cilíndrico metálico onde de encontra a pasta de retardo, um sistema de amortecimento da onda de detonação; e um vedante de borracha semicondutor que permite apertar o tubo de transmissão.

A carga base tem a função de iniciar o explosivo. Normalmente estes detonadores têm potência equivalente ao detonador n^0 8.

A carga primária de nitreto de chumbo recebe a energia da iniciação da coluna pirotécnica e transfere-a à carga base de pentrite (PETN).

A pasta de retardo está envolvida numa cápsula de alumínio. Este elemento recebe a energia de iniciação, desde o tubo de transmissão através de uma composição iniciadora situada na parte superior do mesmo que garante a iniciação da mistura pirotécnica.

O amortecedor da onda de choque (DIB) tem três funções principais: distribuir a energia da onda de detonação desde o tubo de transmissão a toda a superfície da mistura pirotécnica que antecede a pasta de retardo. Desta forma, permite que a combustão seja mais estável, aumentando a precisão do tempo de retardo do detonador. Por último, impede a propagação inversa.

O elemento de borracha que é colocado na parte superior da cápsula do detonador assegura que o detonador está hermeticamente fechado, e evita a condução de electricidade estática entre a cápsula e o tubo de transmissão.

4.6.2.2.1 DETONADORES COM SISTEMA EZ – DET

Os detonadores não eléctricos, do tipo EZ-Det apresentam uma característica diferente dos demais, devido ao facto de reunirem no mesmo elemento, um detonador de fundo com um retardo de superfície. O retardo está montado num conector EZ de fácil utilização. Normalmente, o conector de plástico possui cor de acordo com o tempo de retardo que apresenta e varia de acordo com a marca.

Este tipo de detonadores apresenta a seguintes componentes; um detonador de fundo de potência número 8, um tubo de transmissão, o retardo de superfície e o conector de tubos de transmissão.

O retardo de superfície é, basicamente um detonador de baixa potência, sem carga base PETN; a sua função é apenas iniciar os tubos de transmissão.

Estes detonadores, são utilizados na maioria dos arranques com sequenciação. Estes detonadores são apenas utilizados para ligar furos da mesma fila.

Fig. 27 – Detonadores com sistema EZ-Det – *DYNO Nobel*

Os tempos de retardos apresentados na Tabela 7 correspondem ao tempo de retardo de fundo, ou seja, ao tempo que o detonador demora e ao tempo de retardo de superfície que o conector de plástico demora a iniciar o tubo de choque. Estes dados são de referência comercial da empresa de explosivos *DYNO Nobel*.

Tabela 7 – Tipos de Detonadores EZ-Det – *DYNO Nobel*

Detonadores sistema EZ-Det	
Tempo de Retardo de Superfície (miliseg.)	Tempo de Retardo de Fundo (miliseg.)
17	350
25	350
42	350
17	500
25	500
42	500

4.6.2.2.2 CONECTORES COM SISTEMA EZ – TRUNKLINE

Os conectores ou ligadores EZ – Trunkline são elementos de retardo apenas de superfície. São constituídos por um conector de tubo de transmissão EZ com um retardo de baixa potência ligado a um tubo de transmissão.

Fig. 28 Detonadores do tipo EZTL de 42ms, 109ms e 100ms – *DYNO Nobel*

Estes conectores são normalmente combinados com os anteriores detonadores com o sistema EZ – Det. Os conectores são utilizados neste trabalho com o objectivo de sequenciar entre as linhas.

Com o objectivo de ser mais fácil a sua identificação os elementos de conexão de superfície apresentam uma cor que corresponde ao tempo de retardo, como pode ser evidenciado na Tabela 8.

Tabela 8 - Tipos de conectores EZ – Trunkline – DYNO Nobel

Detonadores sistema EZTL	
Tempo de Retardo de Superficie (miliseg.)	Cor do conector
9	Verde
17	Amarelo
25	Vermelho
33	Verde
42	Branco
67	Azul
100	Preto
109	Preto

4.6.3 *PRIMER* OU INICIADOR

A carga explosiva utilizada neste trabalho para iniciar o processo de detonação são *Primers* do tipo *Booster* que se utilizam no fundo do furo.

Este tipo de *primer* permite conectar o detonador no *Booster* de forma a iniciar o arranque de rocha.

Fig. 29 Cast Boosters – *TROJAN SPARTAN – DYNO Nobel*

Os *Primers,* sensíveis ao detonador de alta densidade, são constituídos por PETN e outros explosivos que conferem a capacidade de iniciador.

No caso especifico destes *Boosters*, apresentam uma densidade de 1,65 g/cm^3 e com uma velocidade de 7300 m/seg, com uma pressão de detonação aproximada de 220 Kbars.

Estes iniciadores do tipo *Booster,* do ponto da vista da aplicabilidade apresentam enormes facilidades e redução de tempo de mão-de-obra, se comparados com outro tipo de iniciação.

4.7 MECÂNICA DE ROTURA ROCHA SOBRE A ACÇÃO DO EXPLOSIVO

4.7.1 TEORIA DO ARRANQUE DE ROCHA

A fragmentação de rocha por arranque compreende a acção de um explosivo e por consequência, resposta do maciço que é afectado. Para que seja possível esta interacção, são analisados factores de tempo e factores termodinâmicos, ondas de pressão e conceitos da mecânica de rocha, para obter o melhor rendimento possível do desmonte.

Este complexo mecanismo de interacção é alvo de várias teorias explicativas.

Desta forma, apresentam-se as seguintes teorias:

- Teoria de reflexão – segundo esta teoria, quando a onda de tensão em propagação no maciço encontra uma interface Terra – Ar, sofre reflexão que tem como resultado a fracturação e arranque da rocha.

- Teoria da expansão de gases

- Teoria de torção ou cizalhamento

- Teoria de craterização

- Teoria da energia da frente de onda de compressão e tensão

- Teoria de libertação súbita de cargas

- Teoria de nucleação de fracturas em falhas e descontinuidades

Estas teorias baseiam-se em critérios de distribuição de energia: acção das forças de compressão e tensão, da reflexão das ondas de choque relativas à frente livre, efeitos de corte e cisalhamento por movimentos de torção entre furos carregados, pressão de gases aplicados sobre a rocha, ruptura de material rígido por flexão; e nucleação de micro fracturas em fissuras e falhas dos maciços.

As teorias acima referidas estão baseadas em investigações laboratoriais, em modelos matemáticos e físicos e em provas experimentais.

Os conceitos implícitos nestas teorias estimam que o processo ocorre em várias etapas ou fases que se desenvolvem quase em simultâneo num tempo extremamente curto de poucos milissegundos (durante o qual ocorre a completa detonação de uma carga confinada), fases essas que vão desde o inicio da fragmentação ate ao total arranque do material desmontado.

Estas etapas são:

- A Detonação do explosivo: gera uma onda de choque, que se transfere ao maciço, iniciando o rompimento. A onda de choque não se transfere totalmente ao maciço que pretende desmontar, convertendo-se parte dela.

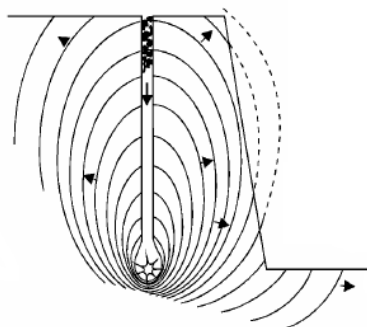



Fig. 30 – Detonação da coluna de explosivo – acção da onda de choque

- A onda de choque ao encontrar a interface Terra-Ar reflecte-se, com inversão de tensões que iniciam o processo de fragmentação do maciço.

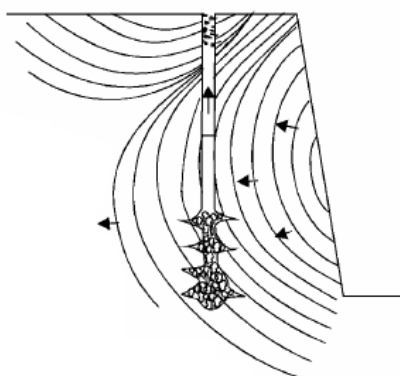



Fig. 31 - Efeito da propagação da onda de Choque no maciço - *adaptado "Manual de explosivos EXSA"*

- Geração e expansão de gases a alta pressão e temperatura: os gases expandem rapidamente, ocupando desta forma os espaços criados pela onda de choque reflectida, as gretas, aumentando o seu volume e por esta via iniciando a rotura radial e a projecção do material, segundo o eixo do furo.

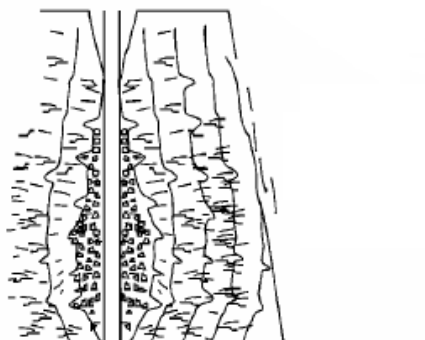



Fig. 32 Rotura por expansão de gases - *adaptado "Manual de explosivos EXSA"*

- Os gases pressionam o maciço de forma a atingir a sua expansão máxima, entre o furo e a face livre. A rotura, por flexão, cria planos horizontais de rotura adicionais.

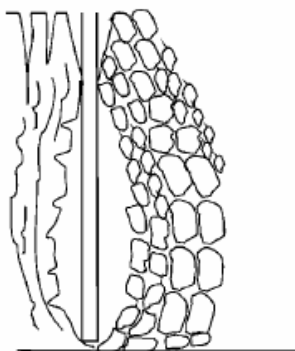



Fig. 33 – Expansão máxima - *adaptado "Manual de explosivos EXSA"*

- A fase final é a formação de uma pilha de material por queda gravítica devido ao facto de que os gases que projectam o material fragmentado, ao entrarem em contacto em contacto com a atmosfera, perdem o confinamento e dissipam-se. O material que fica depositado no piso da bancada deixa para trás uma nova frente livre.

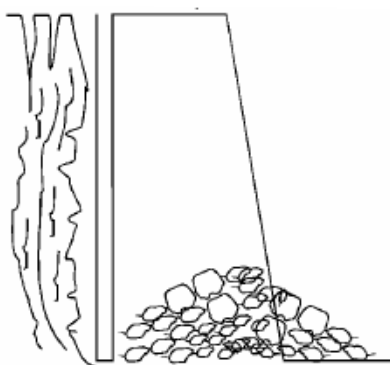



Fig. 34 – Pilha de Material - *adaptado "Manual de explosivos EXSA"*

4.7.2 DESCRIÇÃO DO PROCESSO DE ARRANQUE

Imediatamente após a detonação, o efeito de impacto da onda de choque e o efeito expansivo dos gases sobre a parede transferem-se a todo o maciço em forma de ondas e forças de compressão, provocando deformação elástica. A onda chega por sua vez à frente livre causando esforços de tensão no maciço, entre a frente livre e o furo. Se a resistência à tensão do maciço é superada, esta rompe pela zona de maior fraqueza (*burden*, distância do primeiro furo à frente livre). Neste caso, as ondas reflectidas são ondas de tensão que retornam ao ponto de origem, criando fissuras e gretas de tensão a partir dos pontos e planos de debilidade naturais do maciço. Este fenómeno designa-se por craterização.

Praticamente em simultâneo, com um desfasamento de milissegundos, o volume de gases gerado e em expansão penetra nas gretas formadas, ampliando-as por acção de cunha, e criando novas fissuras que produzem a fragmentação efectiva do maciço. Se a distância entre o furo e a face livre está correctamente calculada, o maciço entre estes dois pontos vai ceder, e os gases que permanecem vão promover o movimento da zona afectada para a frente, até perderem a força expansiva, por arrefecimento e por aumento de volume da cavidade formada no maciço. Este movimento vai provocar o empilhamento do material.

Nesta etapa, produz-se a fragmentação adicional devido ao impacto mútuo de blocos do maciço no ar. A reacção do explosivo no furo é muito rápida e o seu trabalho efectivo promove uma expansão dez vezes superior ao volume original necessitando aproximadamente entre 5 a 10 milissegundos. Normalmente, o trabalho de fragmentação é mais eficiente em rochas compactas e homogéneas do que nos maciços que se apresentam muito fissuradas, o que provoca uma natural perda da energia útil. Teoricamente a detonação tem um efeito de expansão cilíndrica de que, como consequência, decorre dilatação do furo, sendo criado um processo de "rotura radial" que dá lugar à formação de "planos de rotura verticais concordantes com o eixo do furo".

4.7.2.1 CONFINAMENTO DO EXPLOSIVO

Para obter o melhor confinamento possível, é necessário que o explosivo seja introduzido no furo de forma a contactar o mais possível com a parede interior. No caso de o explosivo estar " solto" dentro do furo, evidenciará um baixo grau de confinamento, devido ao facto de apresentar um maior número de vazios dentro do furo. No caso dos explosivos a granel, esta questão de confinamento deixa de ser uma preocupação, porque as emulsões são expansivas (aumentam o seu volume após o carregamento).

4.7.2.2 FRENTE LIVRE

É fundamental para que exista um aproveitamento optimizado da onda de choque, a presença de interface Terra-Ar. Esta interface vai permitir a reflexão da onda de choque gerada pela explosão e promover a fragmentação. Se a frente livre for insuficiente ou inexistente vai permitir que as ondas de compressão viajem livremente sem se reflectirem. O resultado será apenas a propagação de ondas sísmicas.

4.7.2.3 AFASTAMENTO – DISTÂNCIA DO FURO À FRENTE LIVRE

Também conhecida por linha de menor resistência, depende da dimensão do diâmetro de furação. Se a distância for desadequada, e maior que limites aconselhados, a reflexão da onda será mínima e inclusivamente a fragmentação ficará limitada à boca do furo como se ocorresse um fenómeno de craterização.

No caso de as condições serem adequadas, a expansão dos gases sobre o maciço permitirá a formação de "planos de rotura horizontais" a partir da frente livre, como resultado das forças de tensão provocadas no maciço quando este atinge o limite de deformação elástica e rompe segundo planos horizontais. Este processo designa-se "rotura por flexão".

O material fragmentado é projectado, acumulando-se em forma de pilha de escombros que se estende nos pés da nova face livre que resultou do desmonte. Este movimento de projecção, que permite a formação da pilha de material pronto a carregar, designa-se por *spelling (arremesso ou projecção);* o material que resulta do desmonte apresenta um volume superior que deve ser considerado para efeitos de cubicagem do material no momento de carga e transporte. Este aumento de volume comparativamente ao do material "in site"caracteriza-se mediante o chamado factor de empolamento. Este aspecto apresenta um importante factor de cálculo no momento de medir a quantidade de rocha desmontada que será sujeita a carga. Este factor é uma das variáveis importante na selecção dos equipamentos de carga.

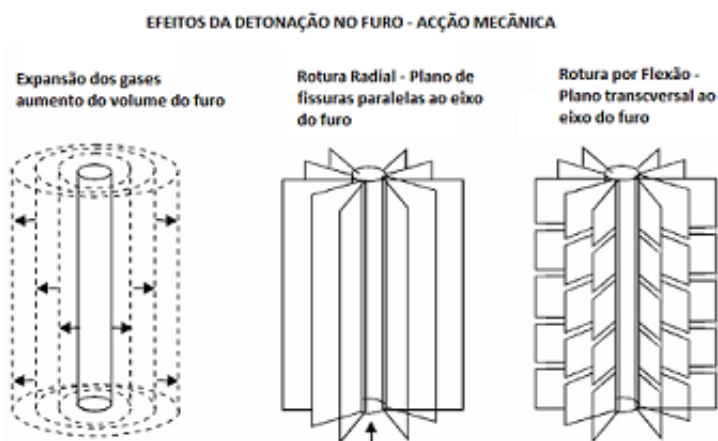



Fig. 35 – Rotura Circular, radial e transversal do furo - *adaptado "Manual de explosivos EXSA"*

4.7.2.4 ROTURA RADIAL

A pressão dos gases no momento da detonação, quando estes se encontram confinados no furo, varia entre 9 kbar e 275 kbar; e atingem-se temperaturas da ordem dos 600 graus *célsius*. Se considerarmos o efeito que a pressão provoca em torno do eixo de um furo, podem identificar-se, de um ponto de vista teórico, as seguintes etapas de destruição do maciço circundante ao furo carregado de explosivo que é objecto de detonação:

Para a distância igual ao diâmetro do furo até duas vezes o seu diâmetro, a pressão exercida pela expansão dos gases promove o fenómeno de pulverização.

Para uma distância de duas vezes o diâmetro do furo, até 5 vezes o seu diâmetro, o maciço apresenta fissuras e gretas correspondentes a zona de fissuras radiais, que promovem fragmentação fina a media. Esta zona é considerada a zona onde o material apresenta as condições ideias de fragmentação calculadas no diagrama de fogo.

Para diâmetros superiores a 55 diâmetros do furo, considera-se que estamos na zona elástica de deformação. Esta zona é também importante porque condiciona a estabilidade de taludes em minas a céu aberto e no caso de minas subterrâneas, as paredes e tetos das câmaras de exploração. A propagação da onda sísmica provocada pela detonação deve ser controlada para evitar a deformação elástica dos maciços por dois motivos: garantir a estabilidade das formações geológicas circundantes; e evitar a rotura do maciço, reduzindo a perde de energia útil, por escape de gases.

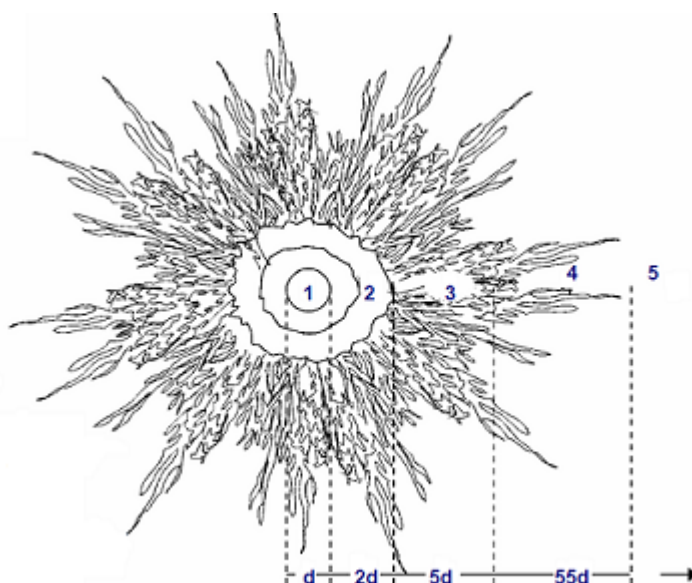



Fig. 36. 1 – Rotura Radial - Diâmetro do Furo; 2 – Zona pulverizada; 3 – Zona Altamente triturada; 4 – Zona de fissura por tensão; 5- Zona de deformação elástica – *adaptado "Manual de explosivos EXSA"*

Estes fenómenos que a detonação promove no maciço quer por expansão dos gases quer por deformação por acção da onda sísmica, permitem determinar de uma forma mais exacta a distância entre furos num desmonte. Se for adequada a distância entre furos, é possível obter bons graus de fragmentação, por interacção entre os furos. Se as distâncias forem superiores ao desejado, vai ocorrer um fenómeno de craterização na boca do furo, e blocos sobredimensionados entre os furos. No pior dos casos os gases escapar-se-ão pela boca do furo sem qualquer efeito de fragmentação do maciço.

Nota:

O processo de análise e interpretação de uma detonação ao longo de um furo não é linear e a sua análise gráfica torna-se mais complexa do que até agora foi demonstrada.

Do ponto de vista técnico, existem dois parâmetros a ter em conta em qualquer desmonte. O tipo de geologia da zona circundante ao furo e a forma como é distribuída a carga de explosivo ao longo do furo.

As condições geológicas circundantes apresentam, de uma forma simplificada algumas situações a ter em conta. Num contexto de fissuras e diaclases naturais do maciço, paralelas ao eixo do furo, estas vão afectar o trabalho do explosivo no que respeita as fissuras radiais, isto porque as interceptam. Por outro lado, as diaclases transversais, permitem a fuga de gases diminuindo a energia; menos comum, mas possível de acontecer, é a comunicação entre furos por via destas fracturas, o que pode bloquear e provocar falhas na pega de fogo.

No que diz respeito à distribuição do explosivo, ou da energia no furo, esta não é uniforme ao longo do furo. Nas explorações mineiras a céu aberto, é comum a aplicação de um *booster* de iniciação, no fundo do furo e a coluna do furo ser carregada com explosivo a granel ou emulsão. Nesta situação, obtemos um pico de energia no fundo do furo e posteriormente uma diminuição da energia ao longo do furo. No caso de termos uma fractura ou diaclase transversal ao eixo do furo, esta energia dissipar-se-á, provocando uma fragmentação indesejada na parte superior à diaclase transversal, funcionando como um corte de energia.

O objectivo é conhecer da melhor forma possível, a estrutura geológica para virar esta situação a nosso favor e evitar que a estrutura geológica nos impeça de obter bons níveis de fragmentação.

4.8 FACTORES CONTROLAVEIS NO ARRANQUE EM EXPLORAÇÕES A CÉU ABERTO

Com o objectivo de realizar um diagrama de fogo para o arranque de rocha e os respectivos cálculos, há variáveis possíveis de controlo e factores que, devidamente ajustados, permitem obter melhores rendimentos e arranques com elevado grau de precisão, de acordo com os efeitos pretendidos.

Desta forma, os factores controláveis para a realização do Arranque podem ser divididos em três classes principais:

- De ponto de vista da Geometria, como por exemplo o diâmetro, o afastamento, o espaçamento, o comprimento do furo, a subfuração e o tamponamento.

- Do tipo de carga explosiva (Explosivo), por exemplo, características químicas e físicas, energias, potências, cargas de fundo, *Decks*, sistemas de iniciação.

- Variáveis relacionadas com o tempo, como os tempos de retardo e a sequência de iniciação.

As classes dos factores controláveis num diagrama de fogo estão organizadas segundo três aspectos importantes: as dimensões, as energias, e o tempo de duração do processo.

Com o objectivo de identificar os principais factores apresenta-se a Figura nº (..) respectivamente identificada.

Legenda:

H – Altura da Bancada

D – Diâmetro do Furo

L – Comprimento do Furo

d – Diâmetro de Carga

B – Afastamento à face livre (ou frente)

S – Espaçamento

LB – Largura da bancada

WB – Comprimento da bancada

B_e – Afastamento Efectivo (ou prático)

S_e – Espaçamento Efectivo (ou prático)

T – Tamponamento

J – Subfuração

l – Comprimento de carga

θ - Ângulo de abertura

1 – Repé

2 – Cana visível do Furo

3 – Cunha

4 – Subexcavação

5 – Gretas de tracção

6 – Movimento sub-horizontal provocado pelo arranque

7 – Cratera da boca do furo

8 – Carga desacoplada

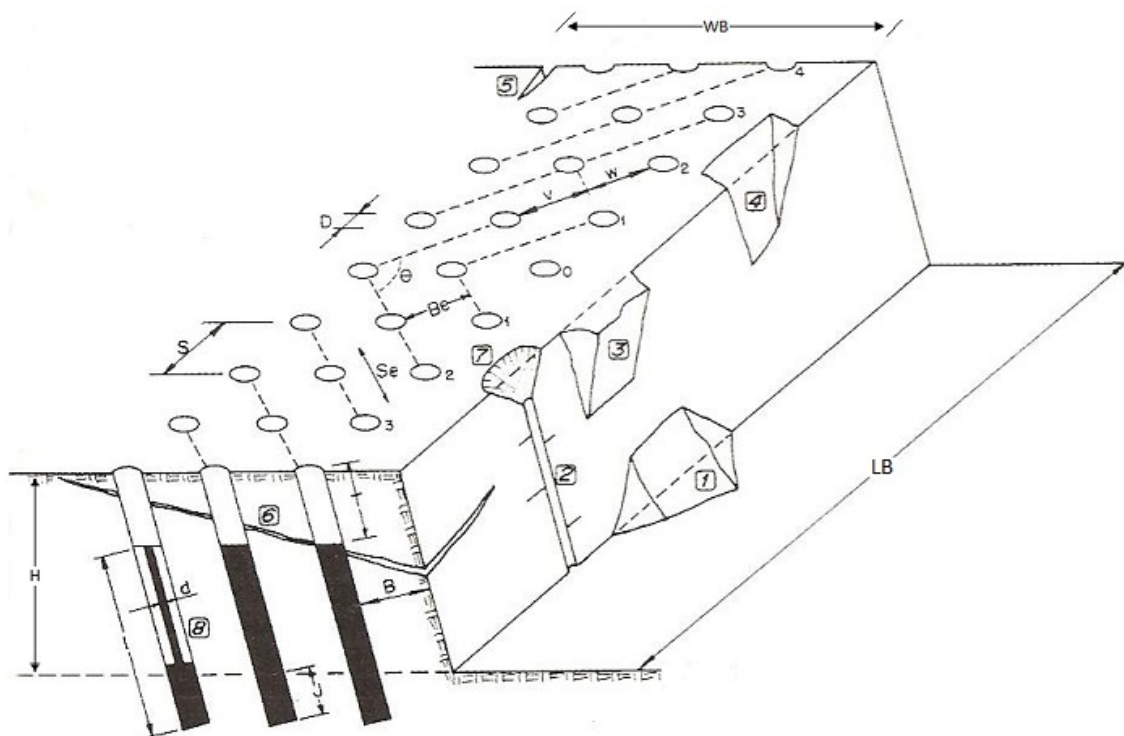



Fig. 37 Parâmetros do Diagrama de Fogo (adaptado Lopéz, Jimeno - *Manual de Perforación y Voladuras de Rocas.)*

4.8.1 DIÂMETRO DO FURO

Para muitos autores, no que diz respeito à aplicação dos explosivos para arranque de rocha, o diâmetro de perfuração é a base de um eficiente diagrama de fogo. Do ponto de vista técnico-práctico é o elemento "âncora" a partir do qual se determinam todos os outros factores controláveis.

Deste ponto de vista, torna-se importante perceber quais as características e factores que interferem na eleição do Diâmetro do Furo.

Em primeiro lugar, a geologia é determinante em todo este processo, pelo facto de ser o factor que não conseguimos controlar. Através de um bom conhecimento da geologia do terreno é possível identificar as propriedades físico-químicas do maciço que será objecto de arranque.

Em segundo lugar, os objectivos do arranque, que de uma forma geral estão relacionados com os níveis de fragmentação pretendidos. No caso mineiro, é importante boa fragmentação em zonas de minério, ou seja, onde se encontram os teores exploráveis. No entanto, em zonas de *recobrimento* ou em zonas onde o material vai directamente para as

escombreiras, o grau de fragmentação tem que ser o suficiente para não interferir negativamente no sistema de carga e transporte.

Em terceiro lugar, as dimensões do maciço que se pretende desmontar e a configuração das cargas explosivas que se pretende colocar no furo. Este ultimo factor, em algumas circunstâncias pode ditar o dimensionamento do diâmetro do furo, ou seja inverter a situação.

Por ultimo, o controlo de custos de perfuração e arranque. A base da exploração é adaptar as competências técnicas de exploração ao seu custo operativo. O diâmetro de perfuração interfere em grande medida com os custos de perfuração.

Os **diâmetros de perfuração de pequenas dimensões**, implicam um custo de perfuração e iniciação elevado; e nas operações relacionadas com a aplicação do tamponamento e da carga explosiva implicam muitas horas de trabalho e mão-de-obra que encarecem o processo. Outra das desvantagens dos diâmetros pequenos encontra-se na necessidade de realizar mais furos para a mesma área de arranque, encarecendo drasticamente o processo de desmonte. A principal vantagem dos diâmetros de pequena dimensão consiste em um menor consumo específico de explosivo e numa melhor distribuição da energia.

Para **diâmetros de perfuração de grandes dimensões** é necessário que a malha de perfuração também seja mais larga e, por consequência, os níveis de fragmentação expectáveis serão certamente menos apropriados para os efeitos perseguidos com o desmonte.

Com o aumento do diâmetro de perfuração consegue-se obter algumas vantagens, nomeadamente no aumento da velocidade de detonação dos explosivos e por consequência um regime mais estável da detonação. O efeito das condicionantes externas como as características geológicas do terreno é menor neste caso. Por outro lado, identifica-se o menor custo global, tendo em consideração a perfuração e o consumo de explosivo por metro cúbico de rocha desmontada. Outro dos aspectos que aconselham a perfuração com diâmetros superiores é o factor de mecanização do carregamento do explosivo.

Para um caso prático onde se pretende avaliar a possibilidade de aumentar o diâmetro de perfuração utilizado, mas com o objectivo de manter o mesmo nível de fragmentação, é preciso aumentar o consumo específico de explosivo para que a zona de rotura acompanhe o aumento do diâmetro.

O tamponamento de superfície varia com o diâmetro de perfuração, devido ao facto de, se mantivermos o mesmo tamponamento para diâmetros diferentes, poder ocorrer a formação de blocos de grandes dimensões, ultraquebra à retaguarda, ou por outro lado *flyrock (catapultagem de pequenos blocos)*

O efeito fragmentação no arranque de rocha pode ser balizado da seguinte forma:

Com o objectivo de alterar o diâmetros e tendo sempre como visão a melhor fragmentação possível, existem factores de correlacionamento que nos permitem fazer uma pré-análise do comportamento da fragmentação no caso da alteração do diâmetro **D** e do comprimento da carga explosiva **I.**

Para razões I/D <60, o aumento do diâmetro vai favorecer a fragmentação, devido ao facto de a zona de rotura ser mais alargada e permitir chegar ao furo seguinte.

Para razões de I/D> 60, o aumento do diâmetro obriga a um consumo específico maior.

4.8.2 ALTURA DA BANCADA

A altura óptima de uma bancada para efeito de arranque é determinada pela razão de rigidez. A rigidez é determinada pela relação entre a altura da bancada **H** e o afastamento à cara livre **B**; quando a razão H/B é grande o movimento provocado pelo arranque é maior e a deformação do maciço é mais fácil.

De acordo com *Ash (1977)* a relação óptima desta razão surge para valores superiores ou iguais a três. Este autor refere ainda que razões de rigidez iguais a um promovem fragmentações grosseiras com a consequência de subexacavação e principalmente ocorrências de repés. Com razões de valor igual a dois este efeito é diminuído e torna-se óptima para valores de H/B iguais ou superiores a 3, nomeadamente em explorações do tipo pedreira, onde o objectivo é a produção de agregados e em explorações de carvão. No que respeita à exploração mineira refere os efeitos negativos que podem advir da utilização de razões de rigidez igual ou superiores a três, devido a dificuldades de alcance dos equipamentos de carga e do *blending* (mistura) consequência da altura da bancada.

Posto isto, e aproveitando esta interpretação de *Ash (1977),* apresento a seguinte leitura para o efeito (Tabela 9).

Para o objectivo Desmonte, no que diz respeito ao coeficiente de rigidez, deve ser tido em conta o maior número de parâmetros, com a maior capacidade de influência neste coeficiente. Desta forma apresento a tabela que refere, para além dos parâmetros anteriormente referidos como a altura da bancada e o afastamento, o diâmetro de perfuração, que não pode ser visto de uma forma isolada nesta situação.

Segundo esta tabela os valores inferiores a dois apresentam maus resultados de fragmentação em qualquer situação onde seja proposta o arranque por explosivos.

Para valores inferiores a três e superiores a dois os níveis de fragmentação serão bons e o maciço após sofrer o arranque apresentará boas condições. Estes valores de razão de rigidez podem ser tidos em conta para explorações mineiras a céu aberto de minerais metálicos e não metálicos e onde o controlo dos teores é fundamental. Os valores de rigidez aconselháveis para esta situação apresentam-se a verde na Tabela 9.

Nas explorações do tipo pedreira, é principal objectivo obter bons níveis de fragmentação e desmontar a maior quantidade de material ao menor custo possível, ou seja, custos reduzidos de perfuração e de explosivo. Para este tipo de exploração é aconselhável utilizar valores de rigidez que variem entre quatro e cinco. É importante ter em conta que, para esta situação, a altura das bancadas é normalmente grande e os desvios de perfuração serão maiores quanto maiores forem as alturas das bancadas.

Tabela 9 – Relação entre a altura das bancadas e o afastamento à face livre para diâmetros de Perfuração; Razão de Rigidez (R.R.) – (adaptado *Manual de Perforación y Voladuras de Rocas.* Madrid, Espanha.)

	Razão de Rigidez															
	H - Bancada		H - Bancada		H - Bancada		H - Bancada		H - Bancada		H - Bancada		H - Bancada		H - Bancada	
	7m		10m		12m		15m		17m		20m		22m		25m	
D (mm)	Burden (mm)	R.R.	Burden (mm)	R.R.	Burden (mm)	R.R.	Burden (mm)	R.R.	Burden (mm)	R.R.	Burden (mm)	R.R.	Burden (mm)	R.R.	Burden (mm)	R.R.
76	2280	**3,07**	2280	**4,39**	2280	**5,26**	2280	**6,58**	2280	**7,46**	2280	**8,77**	2280	**9,65**	2280	**10,96**
89	2670	**2,62**	2670	**3,75**	2670	**4,49**	2670	**5,62**	2670	**6,37**	2670	**7,49**	2670	**8,24**	2670	**9,36**
102	3060	**2,29**	3060	**3,27**	3060	**3,92**	3060	**4,90**	3060	**5,56**	3060	**6,54**	3060	**7,19**	3060	**8,17**
114	3420	**2,05**	3420	**2,92**	3420	**3,51**	3420	**4,39**	3420	**4,97**	3420	**5,85**	3420	**6,43**	3420	**7,31**
127	3810	**1,84**	3810	**2,62**	3810	**3,15**	3810	**3,94**	3810	**4,46**	3810	**5,25**	3810	**5,77**	3810	**6,56**
140	4200	**1,67**	4200	**2,38**	4200	**2,86**	4200	**3,57**	4200	**4,05**	4200	**4,76**	4200	**5,24**	4200	**5,95**
152	4560	**1,54**	4560	**2,19**	4560	**2,63**	4560	**3,29**	4560	**3,73**	4560	**4,39**	4560	**4,82**	4560	**5,48**
159	4770	**1,47**	4770	**2,10**	4770	**2,52**	4770	**3,14**	4770	**3,56**	4770	**4,19**	4770	**4,61**	4770	**5,24**
165	4950	**1,41**	4950	**2,02**	4950	**2,42**	4950	**3,03**	4950	**3,43**	4950	**4,04**	4950	**4,44**	4950	**5,05**
171	5130	**1,36**	5130	**1,95**	5130	**2,34**	5130	**2,92**	5130	**3,31**	5130	**3,90**	5130	**4,29**	5130	**4,87**
178	5340	**1,31**	5340	**1,87**	5340	**2,25**	5340	**2,81**	5340	**3,18**	5340	**3,75**	5340	**4,12**	5340	**4,68**
200	6000	**1,17**	6000	**1,67**	6000	**2,00**	6000	**2,50**	6000	**2,83**	6000	**3,33**	6000	**3,67**	6000	**4,17**
229	6870	**1,02**	6870	**1,46**	6870	**1,75**	6870	**2,18**	6870	**2,47**	6870	**2,91**	6870	**3,20**	6870	**3,64**
251	7530	**0,93**	7530	**1,33**	7530	**1,59**	7530	**1,99**	7530	**2,26**	7530	**2,66**	7530	**2,92**	7530	**3,32**
270	8100	**0,86**	8100	**1,23**	8100	**1,48**	8100	**1,85**	8100	**2,10**	8100	**2,47**	8100	**2,72**	8100	**3,09**
311	9330	**0,75**	9330	**1,07**	9330	**1,29**	9330	**1,61**	9330	**1,82**	9330	**2,14**	9330	**2,36**	9330	**2,68**
330	9900	**0,71**	9900	**1,01**	9900	**1,21**	9900	**1,52**	9900	**1,72**	9900	**2,02**	9900	**2,22**	9900	**2,53**
381	11430	**0,61**	11430	**0,87**	11430	**1,05**	11430	**1,31**	11430	**1,49**	11430	**1,75**	11430	**1,92**	11430	**2,19**
406	12180	**0,57**	12180	**0,82**	12180	**0,99**	12180	**1,23**	12180	**1,40**	12180	**1,64**	12180	**1,81**	12180	**2,05**

4.8.3 INCLINAÇÃO DOS FUROS

Para perfurações em bancada, é frequente utilizar diferentes inclinações consoante os objectivos do arranque de rocha. Alterar a inclinação dos furos apresenta alguns inconvenientes mas por vezes, em bancadas de produção, torna-se uma vantagem para o arranque e portanto uma vantagem global em todo o processo de desmonte; e também para a etapa seguinte de carga e transporte. Salvo casos particulares, a inclinação dos tiros é vantajosa. Nomeadamente em explorações mineiras onde o movimento do material em direcção à frente livre é prejudicial pelo *blending* dos teores e por isso prejudicial nas etapas seguintes da exploração, até mesmo depois na instalação de tratamento.

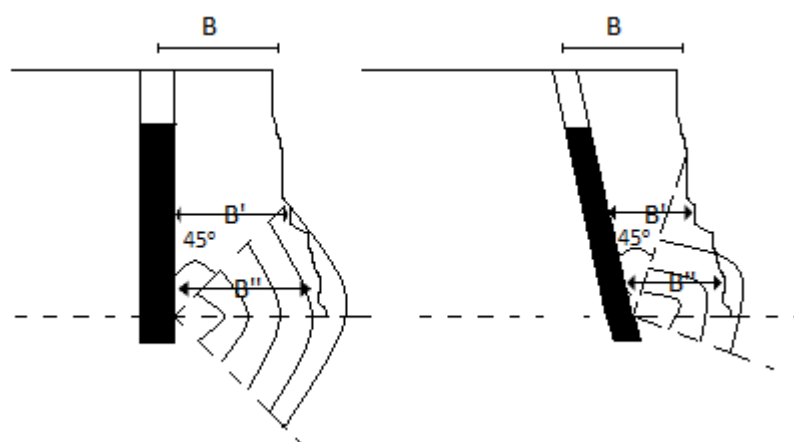



Fig. 38 - Efeito da perfuração inclinada e efeito da onda de choque provocada pela detonação no maciço.

As vantagens mais evidentes quando se recorre a inclinação dos furos são a melhoria substancial da fragmentação e a forma como se apresenta a pilha de material proveniente do arranque, devido ao facto de o afastamento calculado à superfície manter-se mais uniforme ao longo do furo. O ângulo de projecção útil aumenta com a inclinação do furo. A subfuração é menor e por isso sucede um maior aproveitamento da energia do explosivo. O consumo específico de explosivo acaba por ser menor, devido ao facto de a onda em propagação afectar mais o bloco do que no caso dos furos verticais, como se pode constatar na Fig. 38. A inclinação reduz drasticamente o aparecimento de repés.

Outras das vantagens indirectas quanto ao rendimento do arranque, mas de igual importância, é a redução do efeito de ultraquebra à retaguarda no talude e o rendimento do equipamento de carga e transporte, devido ao facto de a altura da pilha ser mais reduzida.

A perfuração inclinada apresenta alguns inconvenientes, principalmente para furos de grandes profundidades e de grandes diâmetros de perfuração onde ocorrem desvios que diminuem o rendimento do arranque. Do ponto de vista do equipamento, verifica-se um maior consumo de peças de desgaste como varas, brocas, e *shanks*.

No que diz respeito à colocação do explosivo, torna-se mais difícil, nomeadamente em furos onde ocorre a presença de água.

4.8.4 TAMPONAMENTO

Designa-se por tamponamento à parte do furo que é preenchida por material inerte. O objectivo do tamponamento é confinar o material explosivo dentro do furo. Como consequência permitirá que o processo de fragmentação se desenrole em condições ideias, evitando desta forma o escape de gases para a atmosfera. O tamponamento diminui a quantidade de projecções de material e reduz consideravelmente a propagação da onda aérea, reduzindo os efeitos da onda de choque à superfície.

A extensão de tamponamento está intimamente ligada ao comprimento do furo, e do respectivo diâmetro. Outro dos factores a ter em conta é a granulometria do material utilizado para executar o tamponamento.

Uma grande extensão do tamponamento num furo vai promover uma excessiva quantidade de blocos de grandes dimensões na parte superior da bancada. O movimento do material para a frente da bancada será menor, tornando a pilha de material mais difícil de ser carregada. Registar-se-á um nível de vibrações elevado.

O material que se aplica para o tamponamento consiste normalmente em detritos da perfuração. No entanto, alguns autores consideram que o material angular proveniente de uma britagem, como por exemplo, as britas, torna mais efectivo o tamponamento, no que diz respeito, à resistência à pressão exercida pela explosão. Segundo um estudo realizado por *Otuonye, com aplicação de* um material de tamponamento com granulometria igual a $\frac{1}{25}$ do diâmetro é possível reduzir o comprimento deste até 41%.

Deste modo, o comprimento óptimo de tamponamento de um arranque deve ter em conta que o seu comprimento varia entre 20 a 25 diâmetros do furo Tabela 10.

Tabela 10 – Dimensionamento do Tamponamento de acordo com o diâmetro do furo - – (adaptado *"Manual de Perforación y Voladuras de Roca" – Lopez, Jimeno, 2003)*

Tamponamento			
Diametro (mm)	Granulometria do Material (mm)	Comprimento do Tamponamento (mm) - 20*D	Comprimento do Tamponamento (mm) - 25*D
76	3,04	1520	1900
89	3,56	1780	2225
102	4,08	2040	2550
114	4,56	2280	2850
127	5,08	2540	3175
140	5,6	2800	3500
152	6,08	3040	3800
159	6,36	3180	3975
165	6,6	3300	4125
171	6,84	3420	4275
178	7,12	3560	4450
200	8	4000	5000
229	9,16	4580	5725
251	10,04	5020	6275
270	10,8	5400	6750
311	12,44	6220	7775
330	13,2	6600	8250
381	15,24	7620	9525
406	16,24	8120	10150

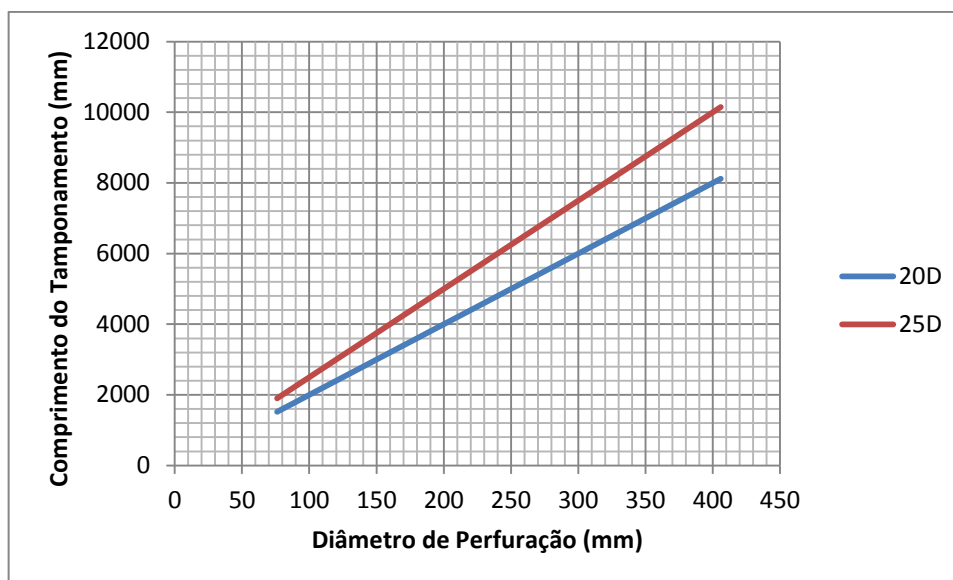



Gráfico 2 – Comportamento do tamponamento em função do diâmetro do furo

A Tabela 10 apresenta valores em função do diâmetro de perfuração que na prática, devem ser ajustados em função do material existente para tamponar, com o objectivo de evitar aumento de custos nesta etapa.

Por outro lado, na linha de furação junto às frentes livres o tamponamento deve ser pormenorizadamente avaliado, no caso de a frente apresentar irregularidades e desta forma, possuir grandes variações no afastamento a frente livre, desde o topo da bancada ao fundo do furo.

4.8.5 SUBFURAÇÃO

A subfuração é o comprimento do furo que se encontra abaixo do nível da base da bancada. É utilizada para promover o rompimento do maciço, para obter bons níveis de fragmentação e permitir movimento do bloco, de modo a que os equipamentos de carga alcancem a cota de escavação pretendida.

No momento da explosão, a subfuração permite obter uma rotura no fundo do furo em forma de cone invertido, cujo ângulo varia de acordo com a estrutura do maciço e das tensões residuais. O ângulo de rotura varia ente 10^0 e 30^0.

O valor da subfuração é calculado tendo em conta o afastamento à frente livre. O valor toma desta forma, o valor:

$$J = 0{,}3 * B$$

Equação 24

A relação entre a subfuração e o afastamento pode ser calculada da seguinte forma,

$$\frac{J}{B} = tan\,\alpha * \frac{S}{2}$$

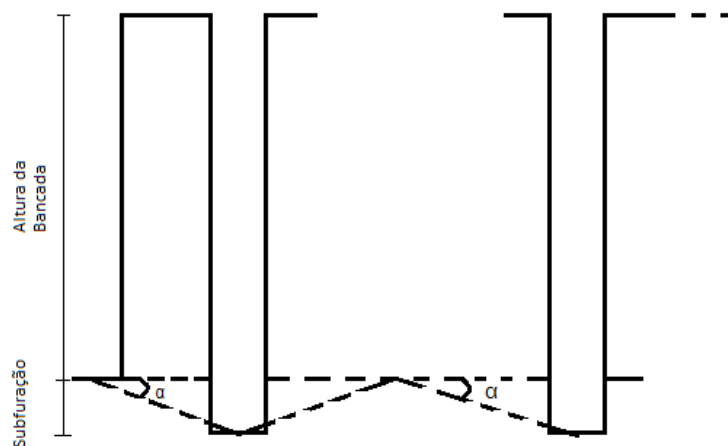



Fig. 39 – Esquema de subfuração; o ângulo de acção da detonação varia com o comprimento da subfuração

A Tabela 11 apresenta valores de J/B para determinado tipo de contextos do terreno, segundo os planos de estratificação e a competência mecânica do maciço rochoso;

Tabela 11 – Relação entre a subfuração e o comportamento dos maciços – (adaptado *"Manual de Perforación y Voladuras de Roca" – Lopez, Jimeno, 2003)*

Condições do Terreno	J/B
Estratificação horizontal	0
Estratificação subhorizontal Rocha pouco competente	0,1 - 0,2
Estratificação subhorizontal Rocha competente	0,3
Estratificação vertical e subvertical - Rocha muito competente	0,4 - 0,5

Uma subfuração excessiva apresenta, por conseguinte, um aumento do custo de perfuração e de explosivo, uma fragmentação excessiva na zona abaixo da cota da base da bancada e

dificuldades nas perfurações seguintes. Nas zonas junto aos taludes, a excessiva subfuração provoca instabilidade nos taludes, com perigo de colapso e desmoronamento.

Para valores inferiores ao limite óptimo, a subfuração apresenta consequências como repés, e desníveis nas bancadas.

4.8.6 AFASTAMENTO E ESPAÇAMENTO

Considera-se por afastamento a distância mínima entre o eixo do furo e a frente livre. O espaçamento é a distância entre furos da mesma linha. Ambos os factores dependem do diâmetro de furação, da altura da bancada, do grau de fragmentação pretendido, e das características do maciço. Por vezes o explosivo pode condicionar estes parâmetros.

Tabela 12 – Dimensionamento do Afastamento em função do diâmetro de perfuração e a densidade do material; "f" representa o factor de multiplicação para determinar o afastamento – (adaptado *"Manual de Perforación y Voladuras de Roca" – Lopez, Jimeno, 2003)*

Dimensões do Afastamento à frente livre							
Diâmetro (")	Diâmetro (mm)	Dens. >3,0 g/cm^3			Dens. <3,0 g/cm^3		
		f=25	f=30	Media	f=35	f=40	Media
		B (mm)	B (mm)	B (mm)	B (mm)	B (mm)	B (mm)
3"	76	1900	2280	**2090**	2660	3040	**2850**
3,5"	89	2225	2670	**2448**	3115	3560	**3338**
4"	102	2550	3060	**2805**	3570	4080	**3825**
4,5"	115	2875	3450	**3163**	4025	4600	**4313**
5"	127	3175	3810	**3493**	4445	5080	**4763**
5,5"	140	3500	4200	**3850**	4900	5600	**5250**
6"	152	3800	4560	**4180**	5320	6080	**5700**
6,25"	159	3975	4770	**4373**	5565	6360	**5963**
6,5"	165	4125	4950	**4538**	5775	6600	**6188**
6,73"	171	4275	5130	**4703**	5985	6840	**6413**
7"	178	4450	5340	**4895**	6230	7120	**6675**
8"	200	5000	6000	**5500**	7000	8000	**7500**
9"	229	5725	6870	**6298**	8015	9160	**8588**
10"	251	6275	7530	**6903**	8785	10040	**9413**
10,6"	270	6750	8100	**7425**	9450	10800	**10125**
12,24"	311	7775	9330	**8553**	10885	12440	**11663**
13"	330	8250	9900	**9075**	11550	13200	**12375**
15"	381	9525	11430	**10478**	13335	15240	**14288**
16"	406	10150	12180	**11165**	14210	16240	**15225**

A Tabela 12 permite identificar o afastamento ideal segundo os parâmetros diâmetro e densidade do material.

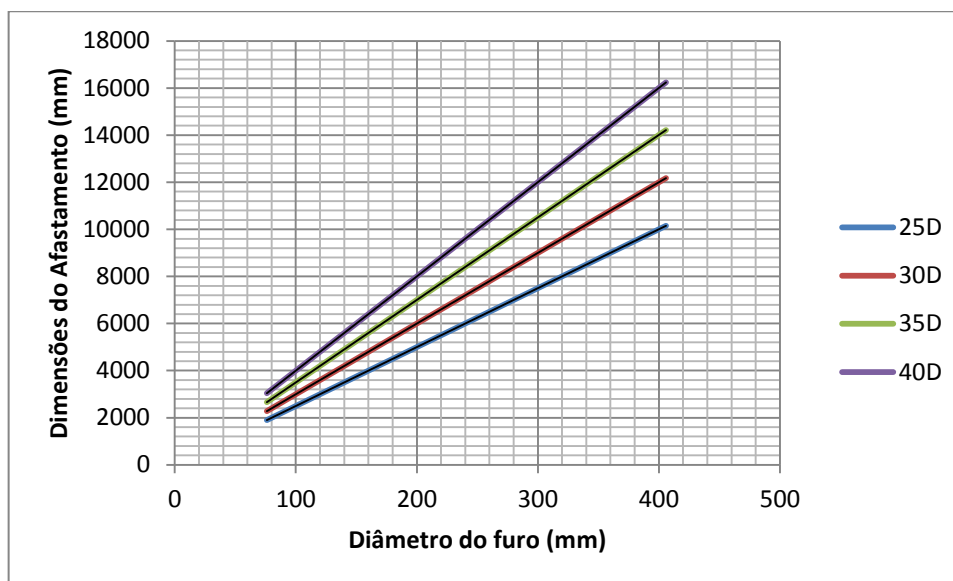



Gráfico 3 – Relação entre os diâmetros do furo e as distâncias de Afastamento à frente livre

Existem várias maneiras de calcular o afastamento mas no geral os valores variam entre 25 a 40 diâmetros de furo como é possível verificar na tabela e gráfico acima referidos.

É extremamente importante garantir que a distância à frente (afastamento) cumpre os requisitos mínimos para que o arranque tenha o rendimento pretendido. No entanto, o afastamento deve ser considerado ao longo de todo o furo e para isso é importante ter em conta alguns aspectos. Os principais aspectos estão relacionados com erros de posicionamento e a ocorrência de falta de paralelismo entre furos que se encontram na primeira linha da frente livre. Outro dos factores está relacionado com a execução do furo e principalmente com a perícia do operador, ou seja, os desvios realizados no momento da perfuração. As frentes livres normalmente já resultaram de outros arranques e por vezes surgem irregularidades, que por sua vez condicionam em grande medida o afastamento.

Para arranques em que o afastamento é excessivamente superior ao ideal, os gases provenientes da explosão encontram grandes resistências para expandirem, e por sua vez romper a rocha, ocorrendo fenómenos de grandes vibrações devido ao facto de a energia que devia ser utilizada para romper e fragmentar a rocha se converte em energia sísmica.

Para arranques em que o afastamento é inferior ao ideal, os gases libertam-se a uma grande velocidade em direcção à frente livre, projectando o material em várias direcções provocando espalhamento e desordem na pilha de material desmontado. Podem também originar fenómenos de catapultagem de blocos (*fly-rock*).

Na prática, a redução do afastamento está relacionado com a necessidade de obter fragmentações mais repuxadas. O espaçamento está intimamente relacionado com o afastamento, o diâmetro do furo, a inclinação dos furos, o esquema de perfuração desejado e as características do maciço.

A malha de perfuração vai ditar a forma de cálculo do espaçamento, dependo se esta é do tipo quadrado, rectangular ou triangular.

Os valores apresentados na Tabela 13 apresentam-se ideais para furos verticais e malhas triangulares.

O espaçamento nesta tabela está calculado para densidades de rocha inferiores a 3,0 g/cm^3,

$$S = 1{,}15 * B$$

Equação 25

E para densidades superiores a 3,0 g/cm^3,

$$S = 1{,}05 * B$$

Equação 26

Tabela 13 – Valores de Espaçamento em função da densidade do material e do Afastamento – (adaptado *"Manual de Perforación y Voladuras de Roca" – Lopez, Jimeno, 2003)*

Espaçamento para Arranque em Bancada com furos verticais – Malha Triangular											
Dens. >3,0 g/cm^3						Dens. <3,0 g/cm^3					
f=25		f=30		Media		f=35		f=40		Media	
B (mm)	S (mm)	B (mm)	S (mm)	B (mm)	S (mm)	B (mm)	S (mm)	B (mm)	S (mm)	B (mm)	S (mm)
1900	1995	2280	2394	2090	2195	2660	3059	3040	3496	2850	3278
2225	2336	2670	2804	2448	2570	3115	3582	3560	4094	3338	3838
2550	2678	3060	3213	2805	2945	3570	4106	4080	4692	3825	4399
2875	3019	3450	3623	3163	3321	4025	4629	4600	5290	4313	4959
3175	3334	3810	4001	3493	3667	4445	5112	5080	5842	4763	5477
3500	3675	4200	4410	3850	4043	4900	5635	5600	6440	5250	6038
3800	3990	4560	4788	4180	4389	5320	6118	6080	6992	5700	6555
3975	4174	4770	5009	4373	4591	5565	6400	6360	7314	5963	6857
4125	4331	4950	5198	4538	4764	5775	6641	6600	7590	6188	7116
4275	4489	5130	5387	4703	4938	5985	6883	6840	7866	6413	7374
4450	4673	5340	5607	4895	5140	6230	7165	7120	8188	6675	7676
5000	5250	6000	6300	5500	5775	7000	8050	8000	9200	7500	8625
5725	6011	6870	7214	6298	6612	8015	9217	9160	10534	8588	9876
6275	6589	7530	7907	6903	7248	8785	10103	10040	11546	9413	10824
6750	7088	8100	8505	7425	7796	9450	10868	10800	12420	10125	11644
7775	8164	9330	9797	8553	8980	10885	12518	12440	14306	11663	13412
8250	8663	9900	10395	9075	9529	11550	13283	13200	15180	12375	14231
9525	10001	11430	12002	10478	11001	13335	15335	15240	17526	14288	16431
10150	10658	12180	12789	11165	11723	14210	16342	16240	18676	15225	17509

Os valores apresentados na Tabela 13 são de extrema utilidade. Na prática, é fundamental ter consciência destes valores para rapidamente avaliar comportamentos do arranque. A partir da Tabela 13 podemos avaliar outros parâmetros.

No capítulo seguinte serão abordados parâmetros e variáveis do arranque que de forma directa ou indirecta também interferem no arranque de rocha.

Esta opção, vem no sentido de tornar mais fácil a percepção da sua influência, num caso teórico-prático como o caso de estudo, do que por descrição de conceitos e princípios do arranque de rocha.

4.9 CARACTERIZAÇAO GEOMECÂNICA DOS MACIÇOS COM VISTA AO ARRANQUE

Existem determinadas características dos maciços rochosos que afectam de uma forma mais directa o arranque de rocha.

Essencialmente, estas características respeitam às resistências mecânicas das rochas; à orientação e ao espaçamento entre as descontinuidades dos maciços; ao tipo de litologia e possança dos materiais sedimentares; às propriedades elásticas; à velocidade da propagação da onda sísmica e às anisotropias e heterogeneidades dos maciços.

Desta forma, aplicam-se actualmente técnicas de caracterização geomecânica como as sondagens com recuperação do testemunho e a análise do seu comportamento mecânico, o estudo da estrutura dos sistemas de descontinuidades e a análise da sísmica de refracção com o objectivo de identificar as interfaces entre litologias e planos de descontinuidades. Por outro lado, em furos de produção, são aproveitados os detritos da perfuração para uma análise detalhada da caracterização geológica dos maciços.

Com o objectivo de obter a melhor caracterização geomecânica dos maciços (no que respeita ao sistema de descontinuidades), para fins de arranque de rocha são utilizadas técnicas que permitem obter e quantificar determinado tipo de informações, com o propósito de optimizar o processo global de desmonte.

Posto isto, as principais informações quantitativas são:

- A orientação, que é definida pela direcção e inclinação das estruturas,

- O espaçamento, ou seja a distância entre descontinuidades

- Persistência, o comprimento observável da linha de descontinuidade

- Rugosidade, a ondulação em relação ao plano médio das descontinuidades

- A abertura, a distância entre os limites das descontinuidades

- A existência de material no interior das descontinuidades

- A percolação de fluidos, como por exemplo, água mineral, e hidrotermal

- As famílias de descontinuidades, grupos de descontinuidades com características semelhantes

As duas características que maior influência apresenta, no que respeita ao sistema de descontinuidade, são a orientação e o espaçamento que mútuo.

Para a análise destes dados existem representações, como por exemplo, as projecções estereográficas (Schmidt-Lambert), e as Rosas de direcção de descontinuidades. Estes métodos permitem perceber melhor o comportamento das descontinuidades, tendo sido utilizados para a caracterização do comportamento geomecânico no caso de estudo.

A constante busca de quantificação das informações geológicas e do comportamento geomecânico das estruturas, para promover bons níveis de fragmentação e promover da melhor forma o arranque de rocha, tem sido um processo evolutivo ao longo dos tempos.

Lilly (1986,1992) propõe, para trabalhos realizados com materiais brandos e de alta dureza o *Índice de Arranque* (Blastability Index “BI”). Este índice obtém-se através do somatório de cinco características geomecânicas, vindo traduzido pela equação,

$$BI = 0,5 * (RMD + JPS + JPO + SGI + RSI)$$

Equação 27

em que,

RMD – Descrição do maciço rochoso

JPS – Espaçamento entre planos de descontinuidade

JPO – Orientação dos planos de descontinuidade (inclinação e direcção)

SGI – Influência da densidade do material

RSI – Dureza da Rocha

Na Tabela 14 apresentam-se os valores dos parâmetros que permitem determinar o **Índice de Arranque**, para o caso em análise:

Tabela 14 – Classificação de parâmetros geomecânicos para determinação do Índice de Arranque

Parâmetros Geomecânicos	Classificação
RMD - Descrição do maciço rochoso	
Friável/ pouco consolidado	10
Diaclasado em Blocos	20
Pouco Massivo	50
JPS - Espaçamento entre planos	
Pequeno (<0,1m)	10
Médio (0,1 a 1m)	20
Grande (>1m)	50
JPO - Orientação dos planos	
Horizontal	10
Inclinação normal à frente livre	20
Direcção normal à frente livre	30
Inclinação coincidente com a frente livre	40
SGI - Influencia da densidade	SGI = 25*SG-50
(SG - densidade do material em t/m3)	
RSI - Dureza da Rocha	RSI = 0,05*RC
(RC- Resistência à compressão simples em Mpa)	

O índice de arranque permite também determinar o consumo especifico de explosivo (CE) e o factor de energia (FE) através das seguintes expressões,

$$CE\left(\frac{ANFO\ kg}{t}\right) = 0{,}004 * BI$$

Equação 28,

$$FE = 0{,}015 * BI$$

Equação 29

Estas equações são apenas uma aproximação à realidade. No entanto, as características geomecânicas são, na prática, difíceis de interpretar e apresentam uma infinidade de particularidades que por vezes ultrapassam qualquer tentativa de quantificação.

4.9.1 BREVE DESCRIÇÃO DA GEOLOGIA ESTRUTURAL

No que respeita ao comportamento da geologia estrutural do terreno, este apresenta-se em estruturas horizontais e sub-horizontais com possanças entre camadas de aproximadamente 6m.

No que respeita à geologia do terreno, esta caracteriza-se por rochas do tipo sedimentar com baixo grau de metamorfismo. São perfeitamente identificáveis a “olho nu” as diversas camadas sedimentares, pela cor que apresentam.

As formações sedimentares presentes nesta mina caracterizam-se por dois tipos de rocha, arcoses e argilitos.

A arcose é uma *“rocha sedimentar arenítica composta essencialmente por grãos de quartzo e feldspato (em quantidades superiores a 25%), de cor avermelhada a rosada. Os grãos são angulosos a subangulosos, com um cimento que pode ser silicioso ou carbonatado e uma matriz constituída por minerais de argila e micas. Por vezes, ocorrem fragmentos de rocha incorporados. Pode apresentar estratificação entrecruzada e ter forma lenticular. A arcose tem origem na erosão e desintegração de rochas graníticas sendo característica de ambiente continental. O fraco rolamento dos grãos, bem como, a percentagem de feldspato encontrado na arcose, é resultado do curto transporte que os materiais sofrem, desde que são desagregados da rocha granítica, até à altura em que são depositados. Isto é, não chega a haver tempo suficiente nem transporte para que ocorra quer o forte rolamento dos grãos quer a alteração química que transforma os feldspatos noutros minerais (argilas, por exemplo).”* (fonte: ineti)

O argilito é uma “rocha sedimentar detrítica constituída por *minerais* da granularidade do silte, essencialmente argilas; tende a não ser muito estratificado, apresentando-se normalmente com estrutura maciça”.

As estruturas na generalidade apresentam a seguinte configuração Fig. 40,

Fig. 40 - Comportamento da geologia estrutural do maciço, ambas as camadas apresentam a mesma espessura tipo A e B.

A substância útil apresenta-se no maciço sem uma particular distribuição. Como comparação o minério, está distribuído na jazida como se fosse uma “pluma de contaminação” onde se depositou nos interstícios das rochas sedimentares. Nas estruturas do tipo A o teor é por vezes superior, não sendo regra.

O comportamento metalogenético da substância útil, não se encontra dentro do âmbito deste trabalho.

5

CASO DE ESTUDO – APRESENTAÇÃO DE UM CASO TEÓRICO-PRÁCTICO E ALTERAÇÕES DE OPTIMIZAÇÃO DO PROCESSO DE DESMONTE COM A APLICAÇÃO DE *AIR DECKS*

5.1 INTRODUÇÃO

O caso de estudo que será tratado no decorrer deste capítulo, tem como principal meta perceber o funcionamento de uma exploração mineira a céu aberto, na etapa de perfuração e arranque. Será analisado o processo de desmonte, procurando adequá-lo à distribuição dos teores, ou mais concretamente, aplicar técnicas que permitam preservar os teores que se apresentam nos blocos, que serão sujeitos ao arranque.

Desta forma, serão analisados todos os procedimentos que antecedem o arranque de rocha (por exemplo, divisão de teores, configuração de carregamento, diagrama de fogo) e que podem ser alterados.

Por outro lado, nas etapas seguintes serão propostas técnicas que permitam melhorar o rendimento do arranque, e se possível, reduzir custos de operação do processo.

Todas as alterações propostas serão devidamente explicadas e analisadas, e descartadas aquelas que do ponto de vista técnico-económico se demonstrarem menos válidas.

O estudo está estruturado da seguinte forma:

Numa primeira fase, apresentação de sete blocos sujeitos a desmonte, com as características de perfuração e arranque de acordo com o modelo teórico-prático. Consequentemente é analisado o processo de acordo com a metodologia presente, referindo as vantagens e inconvenientes do caso em estudo. Os blocos referidos representam blocos reais numa mina. No entanto com o intuito de não ferir susceptibilidades foram ligeiramente alterados, no que respeita à geometria e ao comportamento dos teores.

As alterações efectuadas não apresentam qualquer tipo de influência no objectivo do estudo.

Numa segunda fase, apresentação de técnicas de arranque que permitem melhorar o rendimento do Desmonte na sua globalidade, do ponto de vista técnico e económico, com especial ênfase para o sistema *AD* (*Air Deck*).

Numa terceira e ultima fase, serão pospostas alterações devidamente validadas com o objectivo de melhorar o rendimento global do desmonte e, se possível, acrescentar mais-valias nas etapas seguintes.

O caso apresentado é, na sua globalidade um caso teórico-prático inspirado numa mina real explorada a céu aberto algures em África.

Em suma, o objectivo é optimizar o processo de desmonte na sua globalidade e facilitar as etapas que decorrem a jusante.

5.2 ENQUADRAMENTO DO CASO DE ESTUDO

5.2.1 PLANEAMENTO

O processo de exploração nesta mina encontra-se dividido em duas etapas principais:

O planeamento da exploração é a primeira etapa do processo e está subdividido em 3 fases.

O **planeamento mineiro da exploração de curto prazo**, que determina as necessidades de exploração no que diz respeito ao abastecimento da instalação de tratamento mineral. Esta fase do planeamento tem como principal objectivo garantir que o material necessário para abastecer aquela instalação, é suficiente para a manter em funcionamento contínuo. Nesta etapa, são conhecidos, através de modelos geológicos, os locais onde a massa mineral se encontra e os teores com capacidade de exploração. Com estas ferramentas, é possível determinar as áreas de exploração.

Consequentemente, é feita uma previsão dos volumes necessários e por conseguinte são definidos os blocos que serão desmontados. Estes blocos estão associados às necessidades imediatas de abastecimento da instalação de tratamento e à longevidade da mina, de acordo com os parâmetros técnico-económicos.

Do ponto de vista técnico, são considerados alguns parâmetros: a morfologia da mina (open *pit*); a capacidade de armazenamento do material quer em escombreira quer nos depósitos de minério; a capacidade dos equipamentos de exploração, *dumpers*, escavadoras, equipamentos de perfuração; e mão-de-obra. Do ponto de vista económico, é abrangida a amortização do investimento da mina, da lavaria e dos equipamentos entre outros factores. Por outro lado, existe um factor que interfere em todas as etapas de planeamento de uma

mina, assim com, nas etapas seguintes, que é o valor intrínseco do minério no mercado. Esta fase do planeamento da exploração designa-se por **planeamento de médio prazo**.

O **planeamento da exploração de longo prazo** define a modelização do corpo mineral resultante das análises geológicas, que são realizadas no decorrer das etapas de curto prazo, aproximando-as o mais possível à realidade. Da mesma forma, o projecto de engenharia que foi definido inicialmente, no que diz respeito a volumes de massa mineralizada a ser explorada, assim como a morfologia da mina, vão sendo alterados e revalidados, durante todo o processo de exploração. Esta fase do planeamento junta o que foi avaliado antes da exploração da mina abrir com a realidade e as circunstâncias do quotidiano da mina, durante a sua actividade.

O planeamento desenvolve-se num ciclo em circuito engrenado em que umas etapas se desenvolvem em função das outras, e à medida que vamos avançado ao longo da vida da mina.

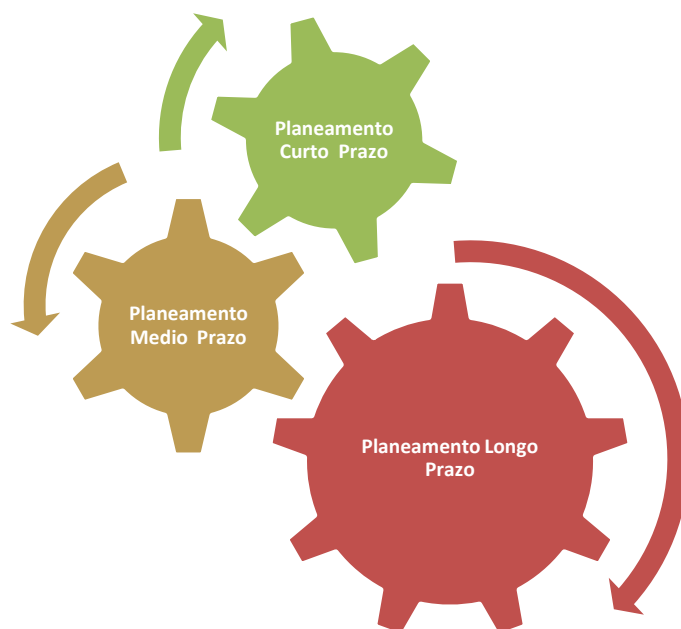



Fig. 41 – Esquema de desenvolvimento do planeamento numa Mina

5.2.2 EXPLORAÇÃO

A etapa de exploração é considerada a fase de produção e de desenvolvimento da mina. Esta etapa, não pode ser considerada isoladamente, uma vez que depende do planeamento. Por isto, a exploração é executada através dos parâmetros e objectivos indicados pelo planeamento a curto prazo e com interferência directa no mesmo.

Com o propósito de localizar a exploração no contexto da Mina em estudo, esta etapa tem como principal objectivo produzir em média, um volume de material correspondente a 140.000 m^3 no espaço de tempo de um mês laboral que, no caso concreto, tem entre 24 a

26 dias úteis de trabalho, por um período de 22 a 24 horas por dia, dividido em dois turnos de 12 horas.

Estas são as premissas temporais da exploração, que permitem jogar com todos os factores intervenientes na exploração, como por exemplo o equipamento, as acessibilidades, as áreas de exploração e a mão-de-obra, entre outras.

No presente contexto e do ponto de vista do material sujeito a remoção, este divide-se em 4 teores base: alto teor, médio teor, baixo teor e ganga.

5.2.3 DESMONTE

A exploração está dividida em duas fases: o desmonte e a carga e transporte do material.

A fase de Desmonte é composta por três etapas, bem definidas: a **perfuração**, a **análise dos teores** e o **arranque**;

A **perfuração** é realizada segundo os blocos definidos pelo planeamento de médio e curto prazo e apresenta geometria variada. O diâmetro de perfuração utilizado é de 115 mm para a malha pequena e de 127 mm para a malha grande. A malha de perfuração está definida segundo as condições geológicas e apresenta duas configurações: 3,2*3,7 (m) para material mais resistente à compressão simples; e de 3.7*4,7 (m) para material com características mais brandas. A perfuração é realizada para furos com 6 m de profundidade e com subfuração de 1 m, ou seja, na totalidade os furos apresentam uma profundidade de 7m. No que diz respeito à inclinação dos furos, estes são verticais, com o objectivo de reduzir o movimento da pilha de material proveniente do arranque. Quanto ao rendimento da perfuração, este define, para um dia de trabalho, um limite mínimo de perfuração da ordem dos 500 m e um desempenho óptimo para valores superiores a 650m. Estes valores correspondem a um volume de perfuração na ordem dos 140000 m^3.

Este procedimento permite garantir a existência de blocos perfurados, para análise *in-situ*, por parte da equipa de geologia, com o objectivo de obter a confirmação de teores apresentada pelo modelo geológico.

Por outro lado, garante a existência de material pronto a ser desmontado e carregado. Este desfasamento, permite também planear os acessos dos equipamentos de carga e transporte à frente de ataque dos blocos que já foram sujeitos ao arranque.

A **análise dos teores** é uma etapa intermédia entre a perfuração e o arranque**.** Esta etapa aproveita os detritos provenientes da perfuração e analisa o material que é removido do interior dos furos, com vista à verificação da aproximação ao modelo geológico anteriormente concebido.

No entanto, nesta exploração, o processo de arranque é realizado de forma independente do comportamento dos teores, visto que só é analisado em pormenor o comportamento dos teores após a perfuração e, concluída a sua análise, horas antes do arranque do bloco.

A análise dos teores segue a divisão apresentada na Tabela 15.

Tabela 15 – Teores dos Blocos do Caso de estudo

Teores	Cor
Alto Teor	Rosa
Médio Teor	Amarelo
Baixo Teor	Verde
Ganga	Azul

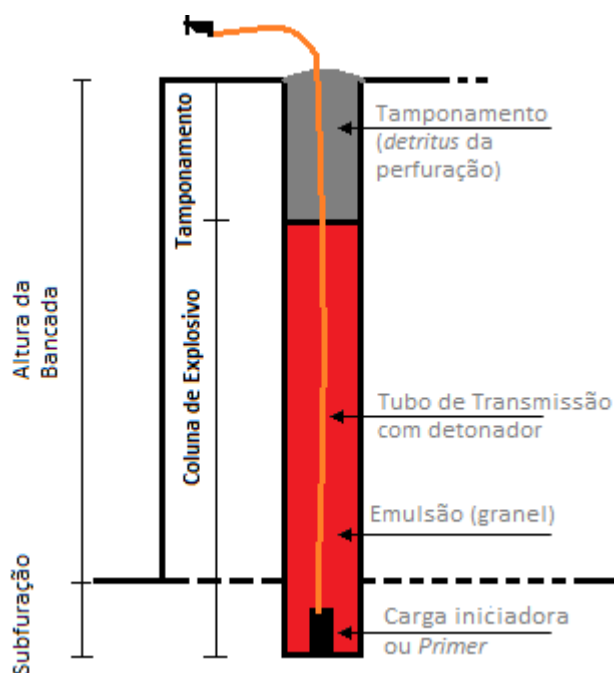



Fig. 42 – Esquema de carregamento normal do caso de estudo

O **arranque** desenvolve-se em duas fases: o carregamento dos furos e a eleição da sequência de retardos do Diagrama de fogo. Os carregamentos são realizados todos da mesma forma, sendo colocado um *primer* no fundo do furo ligado a um detonador que, por sua vez, se encontra ligado a um tubo de choque também designado de tubo de

transmissão até à superfície. O furo é carregado com emulsão a granel. O tamponamento do furo é realizado com material proveniente dos detritos da perfuração (*drill cutting*).

O esquema do diagrama de fogo utilizado é em cunha ou em “V”; esta configuração permite que o material forme a pilha em torno do eixo principal e, desta forma, movimentando-se o menos possível Fig. 43:

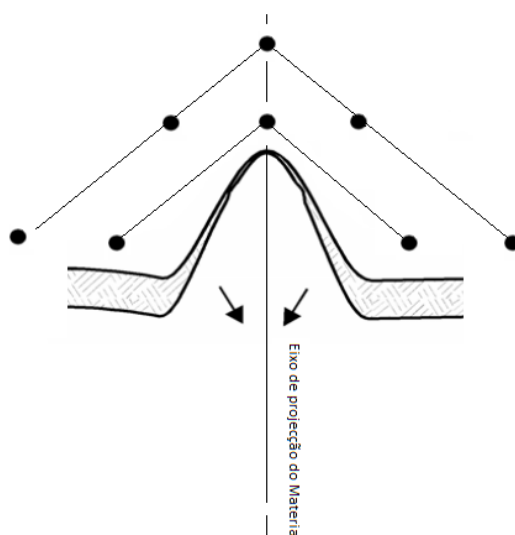



Fig. 43 Orientação do Material após arranque – *adaptado “Manual de explosivos Exsa”*

No que respeita às acções de carga e transporte do material, estas não serão referidas, devido ao facto de serem objecto de analise do trabalho em questâo.

5.2.4 DIAGRAMA DA EXPLORAÇÃO

A exploração desenvolve-se da seguinte forma Fig. 44;

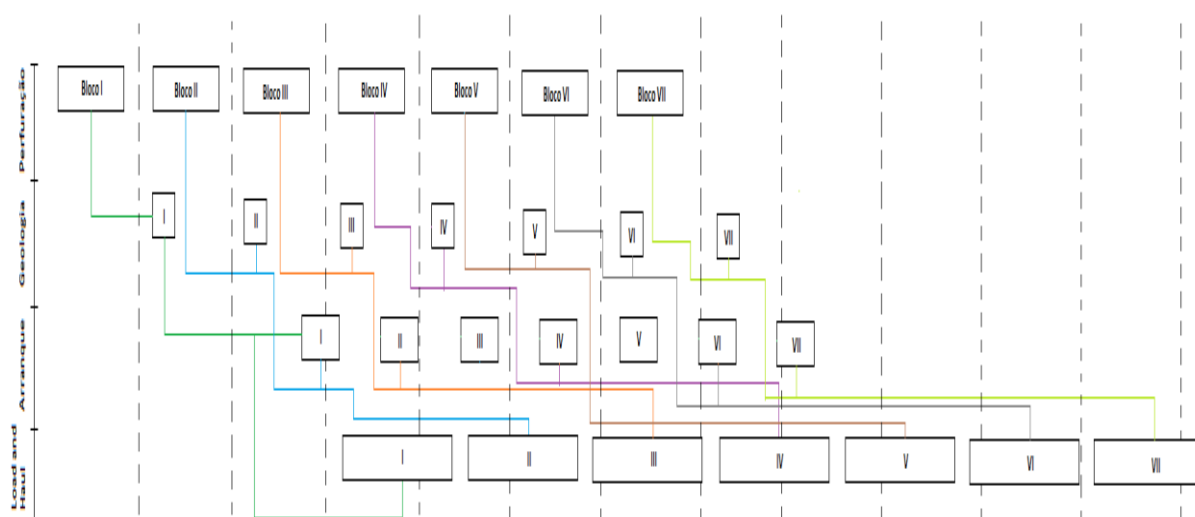



Fig. 44 Diagrama de fases da Exploração segundo os Blocos

Esta figura permite comprovar que as três principais etapas da exploração estão interligadas entre si: a sequência da sua realização de cada etapa depende da realização da anterior.

Por exemplo, no momento em que se está a perfurar o Bloco IV, a equipa de geólogos está a executar a análise de teores do Bloco III. Por sua vez, a equipa responsável pelo arranque, está a carregar o Bloco II e a proceder ao seu arranque. As equipas de carga e transporte já estão a carregar e a transportar o Bloco I.

Está sequência é minuciosamente programada pelo planeamento e executada pela exploração. No caso de ocorrer algum problema numa destas etapas o processo atrasa, é revisto e representa custos de operação prejudiciais. Desta mesma forma, o processo de abastecimento da instalação de tratamento pode ser posto em causa, se o stock não for suficiente durante o período de paragem.

5.3 CASO TEÓRICO-PRÁCTICO

5.3.1 BLOCO I

5.3.1.1 CARACTERÍSTICAS GEOMECÂNICAS E ESQUEMA DE PERFURAÇÃO

O comportamento geomecânico da estrutura, tendo em conta o que foi tratado no capítulo anterior (capítulo IV), caracteriza-se do seguinte modo: apresenta uma densidade de 2,20 g/cm^3, o que corresponde a um rácio de RSI igual a 6; o valor do rácio correspondente à descrição do maciço rochoso (RMD) é “pouco compacto”, ao qual, corresponde uma classificação de 50; A classificação para o espaçamento entre planos de juntas (JPS) e a orientação dos planos de juntas (JPO) corresponde a um rácio igual a 20. O valor da influência da densidade da rocha (SGI) apresenta um rácio de 5.

Estes dados de caracterização geomecânica permitem determinar três parâmetros: o índice de arranque (BI – 50,5); o consumo específico de explosivo CE – 0,20 (kg ANFO/t); o factor de energia FE – 0,76 (MJ/t).

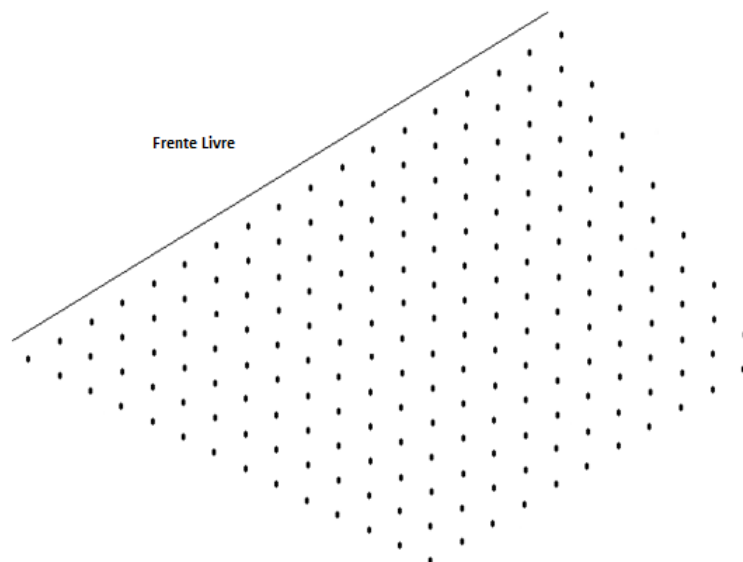



Fig. 45 Bloco I – Esquema de Perfuração

O Bloco I apresenta uma geometria trapezoidal à superfície, com apenas uma frente livre, que corresponde ao lado maior do trapézio, identificado na fig.nº (…), por uma linha, mantendo a mesma configuração geométrica em profundidade.

Para a perfuração, o Bloco I apresenta 203 furos, com uma orientação vertical, um diâmetro correspondente de 127 mm, uma profundidade de 7 metros, dos quais, 1 metro corresponde a subfuração. O número total de metros furados é de 1421m, aos quais corresponde uma malha de perfuração de 3,7*4,7 (m) por furo, o que perfaz uma área de 17,39 m^2. Globalmente, o Bloco apresenta uma área de 3530,17 m^2, ao qual corresponde um volume total de perfuração de 24711,19 m^3. O tempo médio de perfuração para este Bloco ronda os 27 m/h, totalizando 52,63 h. O elemento de perfuração utilizado é um *bit* de botões do tipo normal (ver capítulo III).

Estes dados encontram-se na Tabela 16.

Tabela 16 - Bloco I – Parâmetros geomecânico e características da Perfuração

		Bloco I	
		Normal	
		Valores	Unidades
Características Geomecanicas	Densidade da rocha	2,20	g/cm^3
	JPO	20	
	JPS	20	
	RMD	50	
	RSI	6	
	SGI	5	
	Resistência à Compressão Simples	120	Mpa
	BI	50,5	
	CE (kg ANFO/ton)	0,20	
	FE	0,76	MJ/ton
Perfuração	Nº de furos	203	
	Diâmetro	127,00	mm
	Secção do Diâmetro	0,0127	m^2
	Altura	6,00	m
	Subfuração	1,00	m
	Comprimento Total do furo	7,00	m
	Metros de furação	1421,00	m
	MP	17,39	m^2/furo
	Área Total	3530,17	m^2
	VP S/subfuração	21181,02	m^3
	VP C/subfuração	24711,19	m^3
	TMP	27,00	m/h
	TFB	52,63	h

5.3.1.2 TEORES DO BLOCO

O Bloco I apresenta quatro categorias de teores: Alto, Médio, Baixo Teor e material de escombreira (Ganga), identificadas na fig.5, respectivamente a rosa, amarelo, verde e azul. O material de escombreira (Ganga), apresenta um teor suficientemente baixo para não ser considerado minério com capacidade de tratamento, nas condições económicas e técnicas actuais.

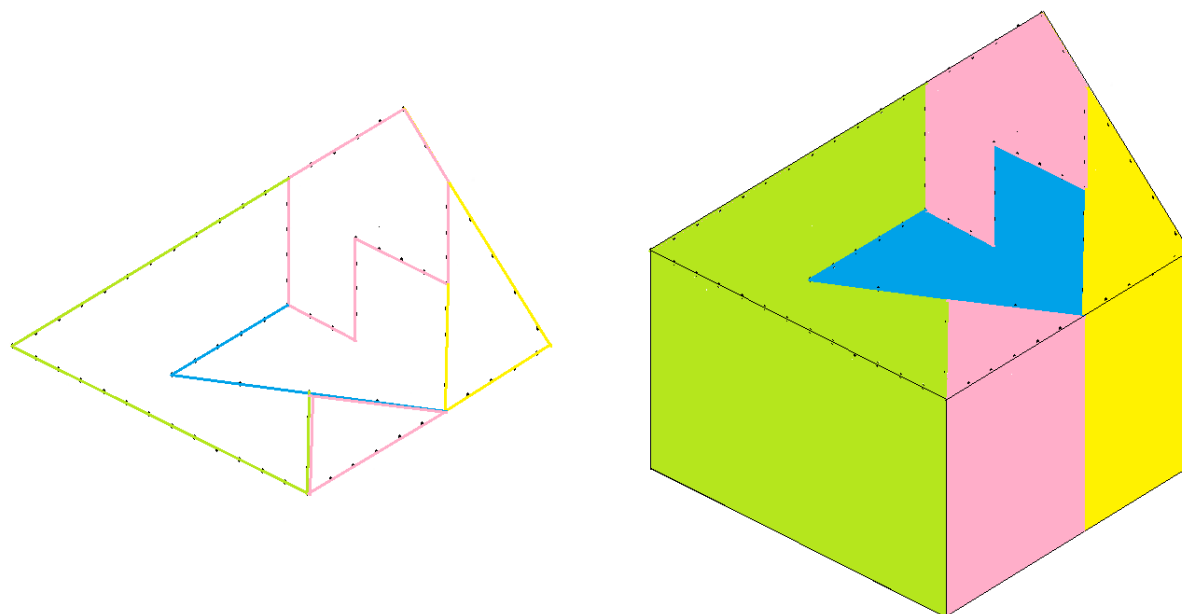



Fig. 46 Bloco I – Comportamento dos Teores

5.3.1.3 ESQUEMA DE CARREGAMENTO

O Bloco I é carregado com material explosivo a granel, do tipo emulsão, um iniciador de fundo, do tipo *Booster* e tamponado com material proveniente dos detritos da perfuração.

Caracterizando o carregamento do furo, do fundo para a superfície, apresentam-se os seguintes detalhes:

A **Iniciação**, é realizada com *Booster*, de 350g ligado à superfície através de um detonador com sistema EZ-Det (ver capítulo III).

A **Coluna de explosivo**, é composta por emulsão, com uma altura de 4,8m, uma densidade de 1,15g/cm^3, ao qual corresponde um volume de 0,0610m^3/furo e um peso de 70,10kg/furo. A concentração linear de carregamento é de 10,01kg/m.

O **Tamponamento,** devido ao facto de ser constituído por detrito do próprio maciço, apresenta uma densidade de 2,20g/cm^3. A altura da coluna de tamponamento é de 2,20m, ao qual corresponde um volume de 0,0279m^3 e 61,47kg /furo.

Globalmente, o Bloco I, após o carregamento de todos os furos, apresenta os seguintes valores: quantidade de explosivo 14231,11kg, com um tamponamento correspondente a 12478,00kg.

O consumo específico deste Bloco, de acordo com os dados apresentados, é de 0,58kg/m^3.

Na Tabela 17 apresentam-se os dados detalhadamente,

Tabela 17 - Bloco I – Características do Carregamento

Arranque	Tamponamento – Altura	2,20	m
	Densidade do tamponamento	2,20	g/cm^3
	Emulsão - Altura	4,80	m
	Densidade do explosivo	1,15	g/cm^3
	VOD emulsão	5000,00	m/s
	Volume de coluna emulsão	0,0610	m^3/furo
	Volume tamponamento	0,0279	m^3/furo
	Carga de coluna (emul.)	70,10	kg/furo
	Peso do tamponamento	61,47	kg/furo
	Carga de explosivo por metro de furo	10,01	kg/m
	TOTAIS		
	Quantidade de explosivo	14231,11	kg
	Quantidade de Tamponamento	12478,00	kg
	Consumo Especifico s/subfuração	0,67	kg/m^3
	Consumo Especifico c/subfuração	0,58	kg/m^3
	Acessórios		
	Detonadores EZ-Det	203	uni.
	Conectores EZTL	23	uni.
	Booster	203	uni.

A Fig. 47 apresenta o esquema de carregamento do Bloco I, apenas na bordadura do bloco. Este facto, devesse a questões apenas de desenho e visualização do bloco. O bloco é totalmente carregado. Em todos os blocos que serão tratados ao longo deste capítulo sucede o mesmo.

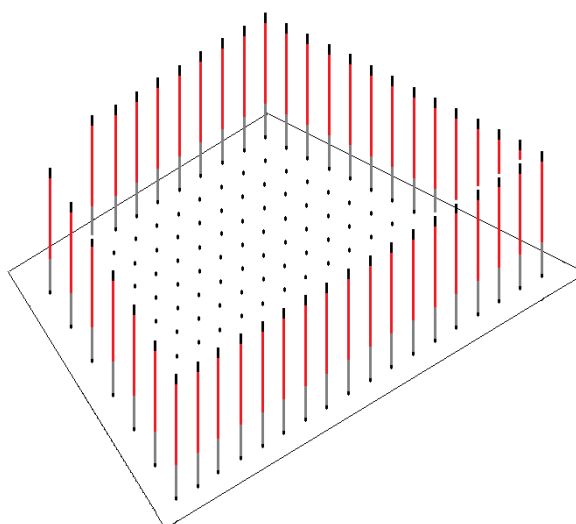



Fig. 47 Bloco I – Esquema de Carregamento dos furos

5.3.1.4 DIAGRAMA DE FOGO – SEQUÊNCIA DE RETARDOS DE SUPERFÍCIE

A sequência do arranque é realizada da frente livre para a última linha de furos e apresenta uma linha principal, a partir da qual se divide o arranque em dois momentos simétricos de retardos de superfície Fig. 47.

A linha principal (laranja), que integra conectores com retardos de superfície de 42ms, faz a ligação entre linhas.

Os retardos de superfície de 17ms ligam os furos de cada linha. Com o sistema EZ-Det é permitido fazer a ligação desde o fundo de um furo ao retardo de superfície do furo seguinte.

O Bloco I apresenta as seguintes características: é composto por 203 detonadores, com sistema EZ-Det, 23 conectores do tipo EZ-Trunkline e 203 *primers* do tipo *Booster,* com a duração do arranque de 1118ms.

Na Fig. 48, apresenta-se a configuração das ligações,

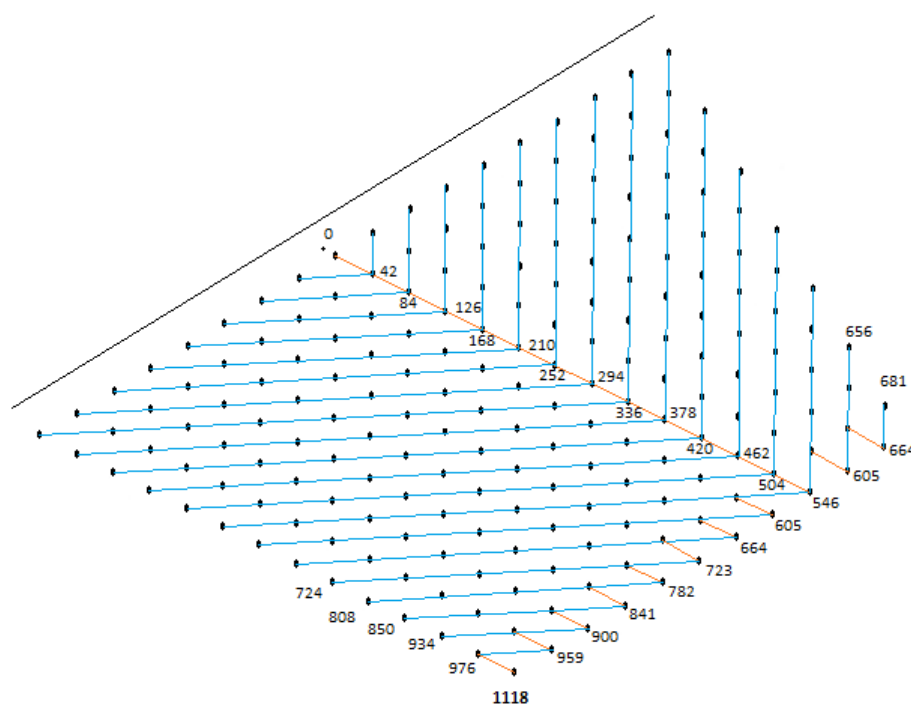



Fig. 48 Bloco I – Esquema de retardos de superfície

Na Tabela 18, apresentam-se os tempos de retardos de superfície para cada furo, ou seja, o momento em que cada furo detona a partir do primeiro furo. Estes valores são em milissegundos.

Tabela 18 - Bloco I – sequência de retardos de superfície de cada furo do bloco

										531													
									472	514	556												
								413	455	497	539	581											
							354	396	438	480	522	564	606										
						295	337	379	421	463	505	547	589	631									
					236	278	320	362	404	446	488	530	572	614									
				177	219	261	303	345	387	429	471	513	555	597		656							
			118	160	202	244	286	328	370	412	454	496	538	580		639							
		59	101	143	185	227	269	311	353	395	437	479	521	563		622	681						
Bloco I	Sequência do Diagrama de Fogo	0	42	84	126	168	210	252	294	336	378	420	462	504	546	605	664	723	782	841	900	959	1018
		59	101	143	185	227	269	311	353	395	437	479	521	563		622	681	740	799	858	917	976	
			118	160	202	244	286	328	370	412	454	496	538	580		639	698	757	816	875	934		
				177	219	261	303	345	387	429	471	513	555	597		656	715	774	833	892			
					236	278	320	362	404	446	488	530	572	614		673	732	791	850				
						295	337	379	421	463	505	547	589	631		690	749	808					
							354	396	438	480	522	564	606	648		707	766						
								413	455	497	539	581	623	665		724							
									472	514	556	598	640	682									

5.3.2 BLOCO II

5.3.2.1 CARACTERÍSTICAS GEOMECÂNICAS E ESQUEMA DE PERFURAÇÃO

Comportamento geomecânico do Bloco II; apresenta uma densidade de 2,50 g/cm^3, o que corresponde a um rácio de RSI igual a 7; o valor do rácio correspondente à descrição do maciço rochoso (RMD) é "pouco compacto", ao qual, corresponde uma classificação de 50; a classificação para o espaçamento entre planos de juntas (JPS) é de 50, por outro lado, a orientação dos planos de juntas (JPO) corresponde a um rácio igual a 50. A influência da densidade da rocha (SGI) traduz-se em um rácio de 13.

Os dados de caracterização geomecânica apresentam os seguintes valores: o índice de arranque (BI – 74,75); o consumo específico de explosivo CE – 0,30 (kg ANFO/t); o factor de energia FE – 1,12 (MJ/t).

O Bloco II apresenta uma geometria quadrangular à superfície, que prolonga em profundidade, com duas frentes livres, representadas na Fig. 49, por duas linhas que se interceptam, identificadas pela denominação "frente livre".

Fig. 49 Bloco II – Esquema de Perfuração

Para a perfuração, o Bloco II apresenta 272 furos, com uma orientação vertical, um diâmetro correspondente de 115 mm, uma profundidade de 7 metros, dos quais, 1 metro corresponde a subfuração. O número total de metros furados é de 1904m, aos quais corresponde uma malha de perfuração de 3,2*3,7 (m) por furo, o que perfaz uma área de 11,84 m^2. No seu todo, o Bloco apresenta uma área de 3220,48 m^2, ao qual corresponde um volume total com subfuração de 22543,36 m^3. O tempo médio de perfuração (TMP) para este Bloco tem um valor aproximado de 30m/h, o tempo de furação (TFB) é de 63,47h. O elemento de perfuração utilizado é um *bit* de botões do tipo normal.

O Bloco II apresenta um maior TFB para um volume inferior ao do Bloco I. Esta circunstância deve-se a três factores: a broca apresenta um diâmetro inferior, o que torna o processo de furação mais lento, para evitar desvios do furo; a malha de perfuração é menor, o que dificulta a mobilidade do equipamento; o factor densidade que se traduz no SGI e a resistência à compressão simples, que do ponto de vista dos parâmetros geomecânicos RSI, tornam o tempo médio de perfuração maior e, por conseguinte, o tempo de furação do Bloco II também maior.

Estes dados encontram-se na Tabela 19.

Tabela 19 - Parâmetros geomecanicos e características da Perfuração

		Bloco II	
		Normal	
		Valores	Unidades
Características Geomecanicas	Densidade da rocha	2,50	g/cm^3
	JPO	30	
	JPS	50	
	RMD	50	
	RSI	7	
	SGI	13	
	Resistência à Compressão Simples	140	Mpa
	BI	74,75	
	CE (Kg ANFO/ton)	0,30	
	FE	1,12	MJ/ton
Perfuração	Nº de furos	272	
	Diâmetro	115,00	mm
	Secção do Diametro	0,0104	m^2
	Altura	6,00	m
	Subfuração	1,00	m
	Comprimento Total do furo	7,00	m
	Metros de furação	1904,00	m
	MP	11,84	m^2/furo
	Area Total	3220,48	m^2
	VP S/subfuração	19322,88	m^3
	VP C/subfuração	22543,36	m^3
	TMP	30,00	m/h
	TFB	63,47	h

5.3.2.2 TEORES DO BLOCO

O Bloco II apresenta três categorias de teores: Médio, Baixo Teor e material de escombreira (Ganga), identificadas na Fig. 50, respectivamente a amarelo, verde e azul. Este Bloco apresenta na sua maioria um baixo teor.

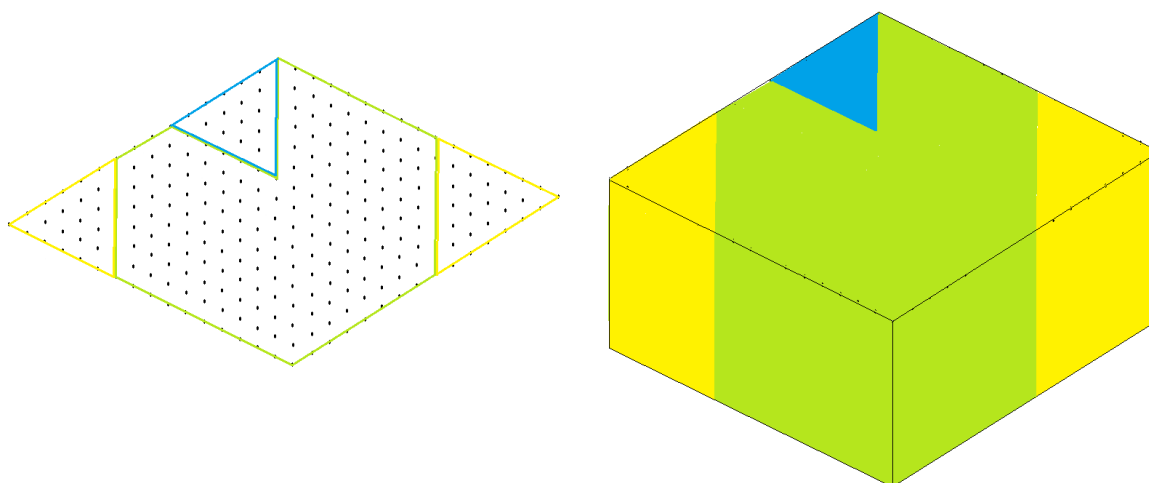



Fig. 50 Bloco II – Comportamento dos Teores

5.3.2.3 ESQUEMA DE CARREGAMENTO

O Bloco II é carregado com emulsão, um iniciador de fundo, do tipo *Booster* e tamponado com material proveniente dos detritos da perfuração.

Caracterizando o carregamento do furo, do fundo para a superfície, apresentam-se os seguintes detalhes:

A **Iniciação**, é realizada com *Booster*, de 350g ligado à superfície através de um detonador com sistema EZ-Det.

A **Coluna de explosivo**, é composta por emulsão, com uma altura de 4,8m, uma densidade de 1,15g/cm^3, ao qual corresponde um volume de 0,0498m^3/furo e um peso de 57,30kg/furo. A carga explosiva é de 8,19kg/m.

O **Tamponamento,** devido ao facto de ser detrito do próprio maciço, apresenta uma densidade de 2,50g/cm^3. A altura da coluna de tamponamento é de 2,20m, ao qual corresponde um volume de 0,0228m^3 e 57,09kg /furo.

O Bloco II, após o carregamento de todos os furos, apresenta os seguintes valores: quantidade de explosivo 15584,95kg, com um tamponamento correspondente a 15528,48kg.

O consumo específico deste Bloco, de acordo com os dados apresentados, é de 0,69kg/m^3.

Na Tabela 20, apresentam-se os dados detalhadamente,

Tabela 20 - Bloco II – Características do Carregamento

Arranque	Tamponamento - Altura	2,20	m
	Densidade do tamponamento	2,50	g/cm3
	Emulsão-Altura	4,80	m
	Densidade do explosivo	1,15	g/cm3
	VOD emulsão	5000,00	m/s
	Volume de coluna emulsão	0,0498	m3/furo
	Volume tamponamento	0,0228	m3/furo
	Carga de coluna (emul.)	57,30	kg/furo
	Peso do tamponamento	57,09	kg/furo
	Carga de explosivo por metro de furo	8,19	kg/m
	TOTAIS		
	Quantidade de explosivo	15584,95	kg
	Quantidade de Tamponamento	15528,48	kg
	Consumo Especifico s/subfuração	0,81	kg/m3
	Consumo Especifico c/subfuração	0,69	kg/m3
	Acessórios		
	Detonadores EZ-Det	272	uni.
	Conectores EZTL	31	uni.
	Booster	272	uni.

A Fig. 50, apresenta o esquema de carregamento do Bloco II,

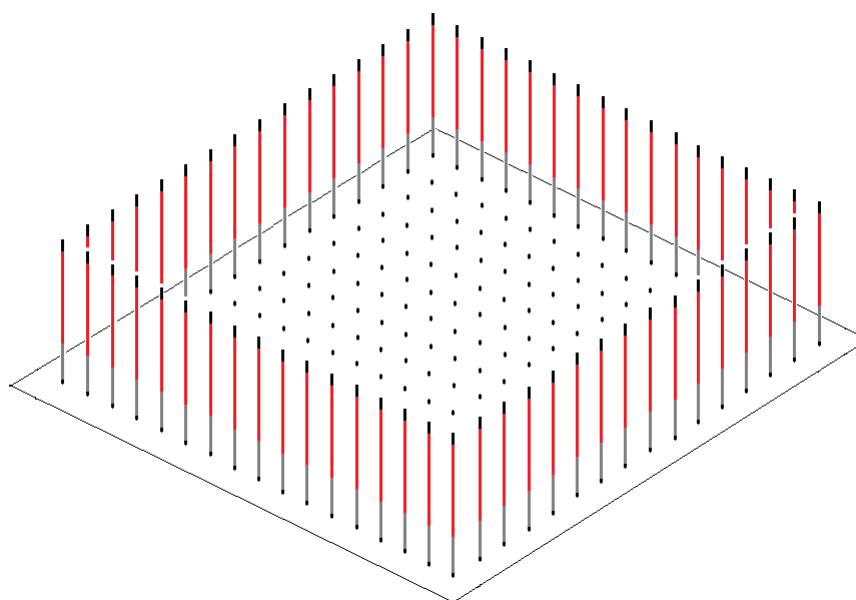



Fig. 51 Bloco II – Esquema de Carregamento dos furos

5.3.2.4 DIAGRAMA DE FOGO – SEQUÊNCIA DE RETARDOS DE SUPERFÍCIE

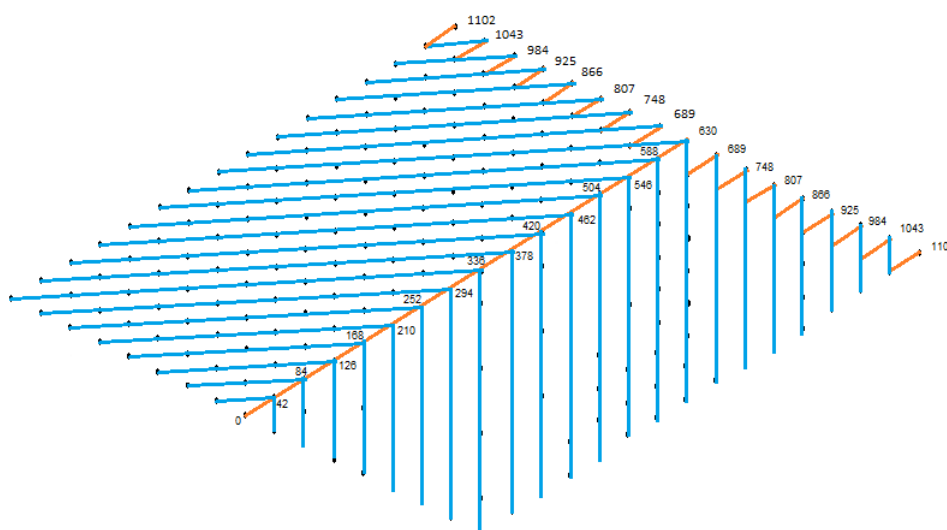



Fig. 52 Bloco II – Esquema de retardos de superfície

A sequência do arranque é realizada a partir de uma das frentes livres, para a última linha de furos e apresenta uma linha principal, a partir da qual, divide o arranque em dois momentos simétricos de retardos de superfície (Fig. 52).

A linha principal (laranja) representa conectores com retardos de superfície de 42ms e faz a ligação entre linhas.

Os retardos de superfície de 17ms ligam os furos. Com o sistema EZ-Det é permitido fazer a ligação desde o fundo de um furo, ao retardo de superfície, do furo seguinte.

O Bloco II apresenta as seguintes características: é composto por 272 detonadores, com sistema EZ-Det, 31 conectores do tipo EZ-Trunkline, 272 *primers* do tipo *Booster* com a duração do arranque de 1102ms.

Na tabela apresentam-se os tempos de retardos de superfície para cada furo, em milissegundos.

Em anexo apresenta-se a sequência de retardos de superfície, motivado pelo facto da sua dimensão ser excessiva para o formato deste documento.

Tabela 21 - Bloco II – sequência de retardos de superfície de cada furo do bloco

Bloco II — Sequência do Diagrama de Fogo

							472	514	556	598	640	682	724	766									
						413	455	497	539	581	623	665	707	749		808							
					354	396	438	480	522	564	606	648	690	732		791	850						
				295	337	379	421	463	505	547	589	631	673	715		774	833	892					
			236	278	320	362	404	446	488	530	572	614	656	698		757	816	875	934				
		177	219	261	303	345	387	429	471	513	555	597	639	681		740	799	858	917	976			
	118	160	202	244	286	328	370	412	454	496	538	580	622	664		723	782	841	900	959	1018		
59	101	143	185	227	269	311	353	395	437	479	521	563	605	647		706	765	824	883	942	1001	1060	
0	42	84	126	168	210	252	294	336	378	420	462	504	546	588	630	689	748	807	866	925	984	1043	1102
59	101	143	185	227	269	311	353	395	437	479	521	563	605	647		706	765	824	883	942	1001	1060	
	118	160	202	244	286	328	370	412	454	496	538	580	622	664		723	782	841	900	959	1018		
		177	219	261	303	345	387	429	471	513	555	597	639	681		740	799	858	917	976			
			236	278	320	362	404	446	488	530	572	614	656	698		757	816	875	934				
				295	337	379	421	463	505	547	589	631	673	715		774	833	892					
					354	396	438	480	522	564	606	648	690	732		791	850						
						413	455	497	539	581	623	665	707	749		808							
							472	514	556	598	640	682	724	766									

5.3.3 BLOCO III

5.3.3.1 CARACTERÍSTICAS GEOMECÂNICAS E ESQUEMA DE PERFURAÇÃO

O Bloco III apresenta as mesmas características geomecânicas e os mesmos parâmetros de perfuração do Bloco II. No entanto, a sua geometria é diferente, daí que, as características globais sejam diferentes.

O Bloco III apresenta uma geometria trapezoidal à superfície, com uma frente livre, identificada na Fig. 53, por uma linha com a designação “frente livre”, mantendo a mesma configuração geométrica em profundidade.

Fig. 53 Bloco III – Esquema de Perfuração

Para a perfuração, o Bloco III apresenta 294 furos, com uma orientação vertical, um diâmetro correspondente de 115 mm, uma profundidade de 7 metros, dos quais, 1 metro corresponde a subfuração. O número total de metros furados é de 2058m, aos quais corresponde uma malha de perfuração de 3,2*3,7 (m) por furo, o que perfaz uma área de 11,84 m^2. No seu todo, o Bloco apresenta uma área de 3480,96 m^2, ao qual corresponde um volume total com subfuração de 24366,72 m^3. O tempo médio de perfuração (TMP) para este Bloco tem um valor aproximado de 30m/h, o tempo de furação (TFB) é de 68,60h. O elemento de perfuração utilizado é um *bit* de botões do tipo normal.

Estes dados encontram-se na Tabela 22.

Tabela 22 - Parâmetros geomecanicos e características da Perfuração

		Bloco III	
		Normal	
		Valores	Unidades
Caracteristicas Geomecanicas	Densidade da rocha	2,50	g/cm^3
	JPO	30	
	JPS	50	
	RMD	50	
	RSI	7	
	SGI	13	
	Resistência à Compressão Simples	140	Mpa
	BI	74,75	
	CE (Kg ANFO/ton)	0,30	
	FE	1,12	MJ/ton
Perfuração	Nº de furos	294	
	Diâmetro	115,00	mm
	Secção do Diametro	0,0104	m^2
	Altura	6,00	m
	Subfuração	1,00	m
	Comprimento Total do furo	7,00	m
	Metros de furação	2058,00	m
	MP	11,84	m^2/furo
	Area Total	3480,96	m^2
	VP S/subfuração	20885,76	m^3
	VP C/subfuração	24366,72	m^3
	TMP	30,00	m/h
	TFB	68,60	h

5.3.3.2 TEORES DO BLOCO

O Bloco III apresenta duas categorias de teores: Alto Teor e material de escombreira (Ganga), identificadas na Fig. 54, respectivamente a rosa e azul. O material de alto teor, apresenta-se nesta situação particular do Bloco III, confinado entre materiais com característica de ganga.

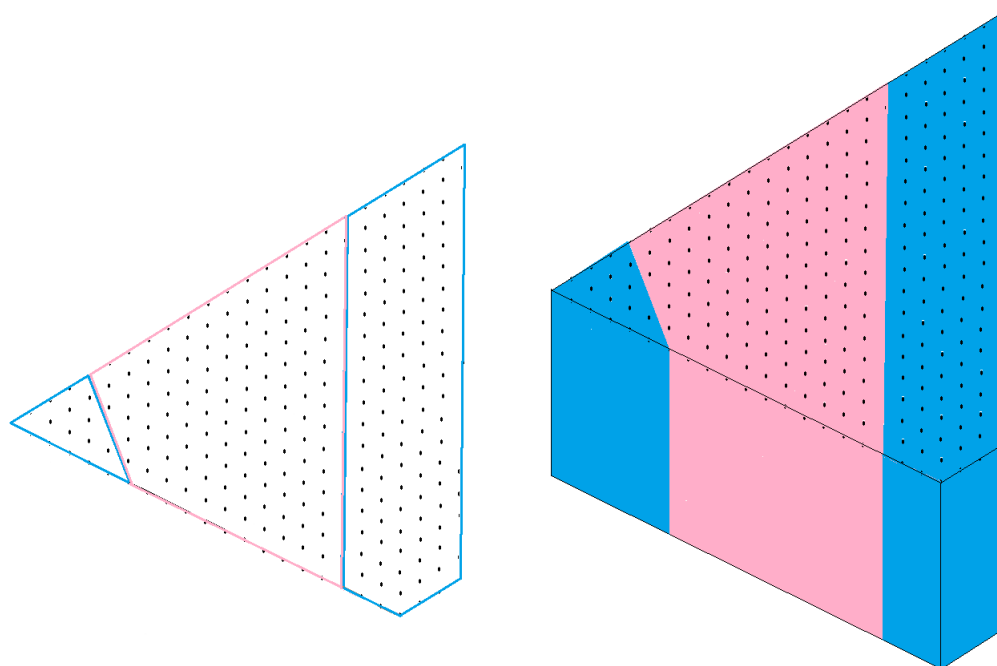



Fig. 54 Bloco III – Comportamento dos Teores

5.3.3.3 ESQUEMA DE CARREGAMENTO

O Bloco III é carregado segundo as mesmas condições do Bloco II; no entanto, devido às características do Bloco, as quantidades totais variam.

O Bloco III, na sua totalidade, apresenta os seguintes valores: quantidade de explosivo 16845,49 kg, com um tamponamento correspondente a 16784,46 kg.

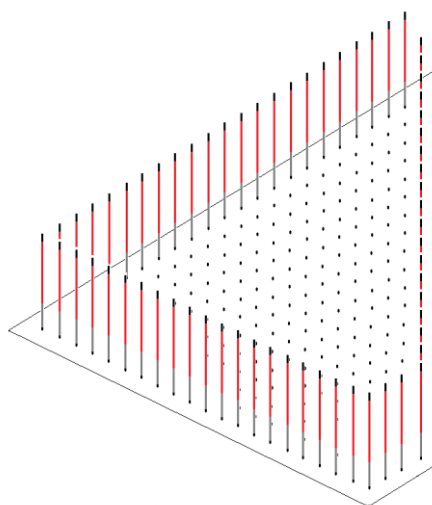



Fig. 55 Bloco III – Esquema de Carregamento dos furos

Na Tabela 23, apresentam-se mais detalhadamente todos os dados.

Tabela 23 - Bloco III – Características do Carregamento

Arranque	Tamponamento - Altura	2,20	m
	Densidade do tamponamento	2,50	g/cm^3
	Emulsão-Altura	4,80	m
	Densidade do explosivo	1,15	g/cm^3
	VOD emulsão	5000,00	m/s
	Volume de coluna emulsão	0,0498	m^3/furo
	Volume tamponamento	0,0228	m^3/furo
	Carga de coluna (emul.)	57,30	kg/furo
	Peso do tamponamento	57,09	kg/furo
	Carga de explosivo por metro de furo	8,19	kg/m
	TOTAIS		
	Quantidade de explosivo	16845,49	kg
	Quantidade de Tamponamento	16784,46	kg
	Consumo Especifico s/subfuração	0,81	kg/m^3
	Consumo Especifico c/subfuração	0,69	kg/m^3
	Acessórios		
	Detonadores EZ-Det	293	uni.
	Conectores EZTL		
	Booster	293	uni.

5.3.3.4 DIAGRAMA DE FOGO – SEQUÊNCIA DE RETARDOS DE SUPERFÍCIE

A sequência do arranque é iniciada a partir da frente livre, apresenta uma linha principal, a partir da qual, divide o arranque em dois momentos simétricos de retardos. No entanto, devido à configuração do Bloco III, este obriga a que um dos lados necessite de conectores para fazer a ligação entre as linhas.

A linha principal (laranja) representa conectores com retardos de superfície de 42ms e faz a ligação entre linhas. Os retardos de superfície de 17ms (cor azul) ligam os furos.

O Bloco III apresenta as seguintes características: é composto por 293 detonadores, com sistema EZ-Det, 31 conectores do tipo EZ-Trunkline e 293 *primers* do tipo *Booster*, com a duração total do arranque de 1302ms, Fig. 56.

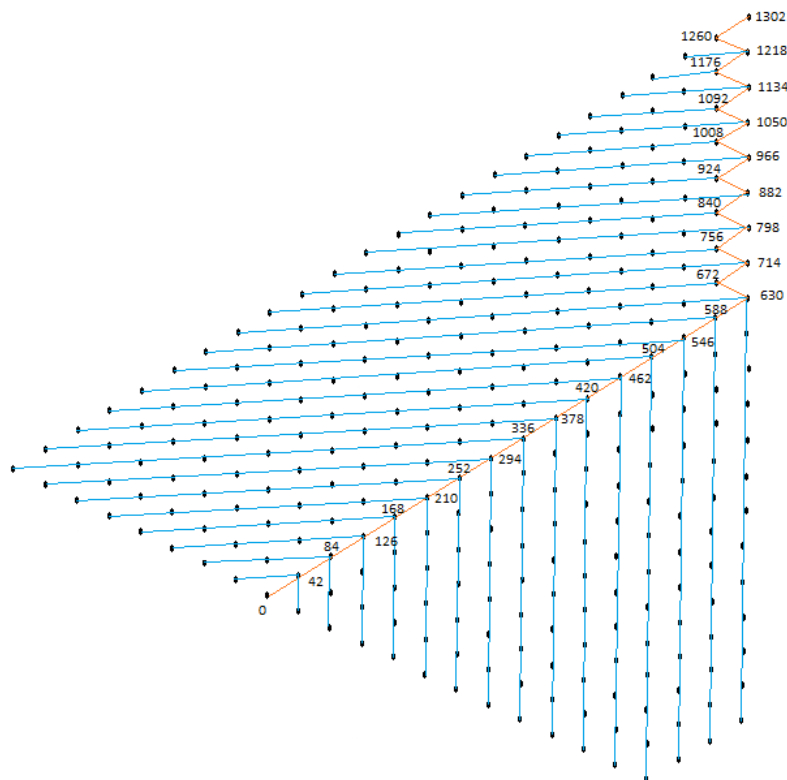



Fig. 56 Bloco III – Esquema de retardos de superfície

Em anexo apresenta-se a sequência de retardos de superfície, motivado pelo facto de a sua dimensão ser excessiva para o formato deste documento.

5.3.4 BLOCO IV

5.3.4.1 CARACTERÍSTICAS GEOMECÂNICAS E ESQUEMA DE PERFURAÇÃO

O Bloco IV apresenta as mesmas características geomecânicas e os mesmos parâmetros de perfuração do Bloco I. No entanto, a sua geometria é diferente, daí que, as características globais sejam diferentes.

O Bloco IV apresenta uma geometria rectangular à superfície, prolongando-se em profundidade. Este bloco apresenta uma particularidade, o facto de ser totalmente confinado, identificada na Fig. 57.

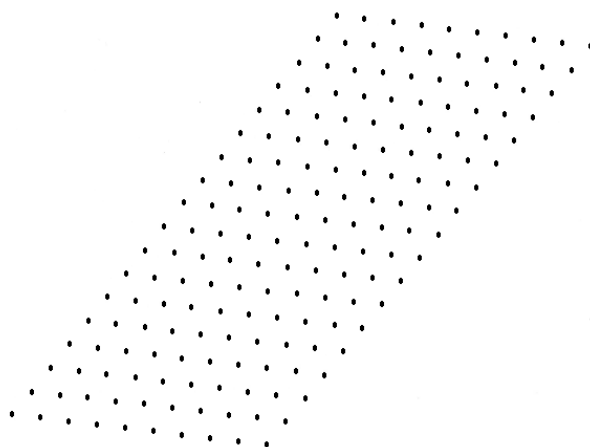



Fig. 57 Bloco IV – Esquema de Perfuração

Para a perfuração, o Bloco IV apresenta 180 furos, com uma orientação vertical, um diâmetro correspondente de 127 mm, uma profundidade de 7 metros, dos quais, 1 metro corresponde a subfuração. O número total de metros furados é de 1260m, aos quais corresponde uma malha de perfuração de 3,7*4,7 (m) por furo, o que perfaz uma área de 17,39 m^2. No seu todo, o Bloco apresenta uma área de 3130,20m^2, ao qual corresponde um volume total com subfuração de 21911,40m^3. O tempo médio de perfuração (TMP) para este Bloco tem um valor aproximado de 27m/h, o tempo de furação (TFB) é de 46,67h. O elemento de perfuração utilizado é um *bit* de botões do tipo normal.

Estes dados encontram-se na Tabela 24.

Tabela 24 - Parâmetros geomecanicos e características da Perfuração

		Bloco IV	
		Normal	
		Valores	Unidades
Características Geomecanicas	Densidade da rocha	2,20	g/cm^3
	JPO	20	
	JPS	20	
	RMD	50	
	RSI	6	
	SGI	5	
	Resistência à Compressão Simples	120	Mpa
	BI	50,5	
	CE (Kg ANFO/ton)	0,20	
	FE	0,76	MJ/ton
Perfuração	Nº de furos	180	
	Diâmetro	127,00	Mm
	Secção do Diametro	0,0127	m^2
	Altura	6,00	m
	Subfuração	1,00	m
	Comprimento Total do furo	7,00	m
	Metros de furação	1260,00	m
	MP	17,39	m^2/furo
	Area Total	3130,20	m^2
	VP S/subfuração	18781,20	m^3
	VP C/subfuração	21911,40	m^3
	TMP	27,00	m/h
	TFB	46,67	h

5.3.4.2 TEORES DO BLOCO

O Bloco IV apresenta duas categorias de teores: Alto, Médio, Baixo Teor e material de escombreira (Ganga), identificadas na fig.17, respectivamente a rosa, amarelo, verde e azul. O Bloco apresenta na sua maioria um baixo teor, ver Fig. 58.

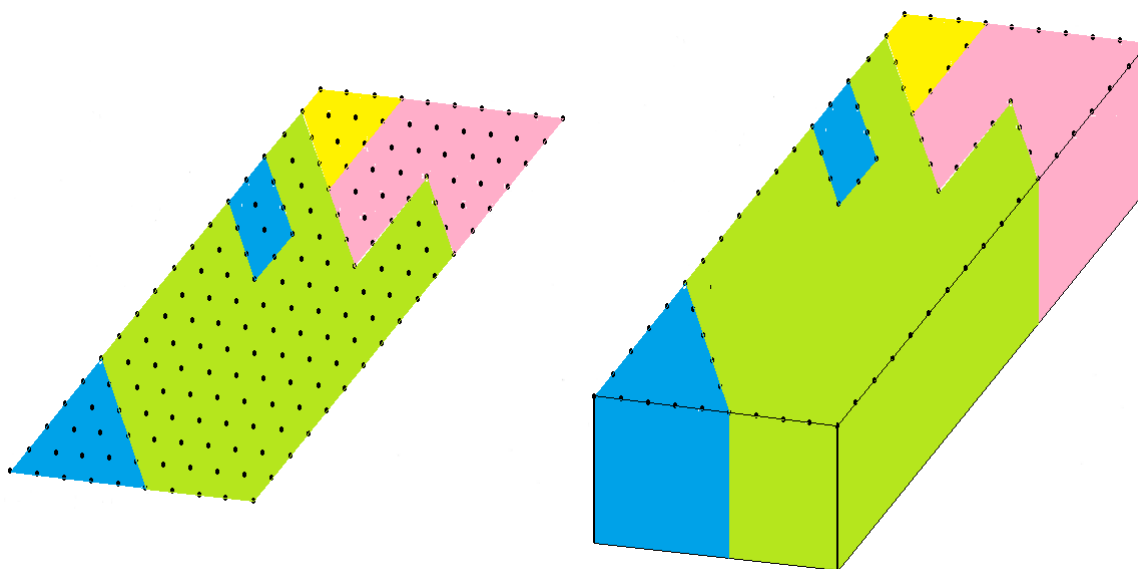



Fig. 58 Bloco IV – Comportamento dos Teores

5.3.4.3 ESQUEMA DE CARREGAMENTO

O Bloco IV é carregado segundo as mesmas condições do Bloco I, no entanto, devido às características da geometria e, por consequência, do volume, apresenta quantidades totais diferentes. O esquema de carregamento apresenta-se identificado na Fig. 59.

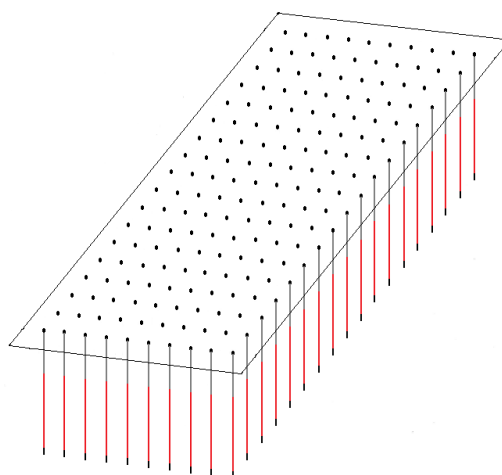



Fig. 59 Bloco IV – Esquema de Carregamento dos furos

O Bloco IV na sua totalidade, apresenta os seguintes valores: quantidade de explosivo 12618,72kg, com um tamponamento correspondente a 11064,24kg.

Na Tabela 25, apresentam-se mais detalhadamente todos os dados,

Tabela 25 - Características do Carregamento

Arranque	Tamponamento - Altura	2,20	m
	Densidade do tamponamento	2,20	g/cm^3
	Emulsão -Altura	4,80	m
	Densidade do explosivo	1,15	g/cm^3
	VOD emulsão	5000,00	m/s
	Volume de coluna emulsão	0,0610	m^3/furo
	Volume tamponamento	0,0279	m^3/furo
	Carga de coluna (emul.)	70,10	kg/furo
	Peso do tamponamento	61,47	kg/furo
	Carga de explosivo por metro de furo	10,01	kg/m
	TOTAIS		
	Quantidade de explosivo	12618,72	kg
	Quantidade de Tamponamento	11064,24	kg
	Consumo Especifico s/subfuração	0,67	kg/m^3
	Consumo Especifico c/subfuração	0,58	kg/m^3
	Acessórios		
	Detonadores EZ-Det	180	uni.
	Conectores EZTL	26	uni.
	Booster	180	uni.

A Fig. 60 apresenta o esquema de carregamento do Bloco IV, apenas na bordadura do bloco. Este facto, deve-se a questões apenas de desenho e visualização do bloco. O bloco é totalmente carregado. Em todos os blocos que serão tratados ao longo deste capítulo sucede o mesmo.

5.3.4.4 DIAGRAMA DE FOGO – SEQUÊNCIA DE RETARDOS DE SUPERFÍCIE

Este Bloco apresenta-se sem frentes livres, pelo que a sequenciação foi considerada de forma aleatória.

Fig. 60 Bloco IV – Esquema de retardos de superfície

A linha principal (laranja) representa conectores com retardos de superfície de 42ms e faz a ligação entre linhas. Os retardos de superfície de 17ms ligam os furos Fig. 60.

O Bloco IV apresenta as seguintes características: é composto por 180 detonadores, com sistema EZ-Det, 26 conectores do tipo EZ-Trunkline, 180 *primers* do tipo *Booster* com a duração do arranque de 909ms Tabela 26.

Tabela 26 - Bloco IV – sequência de retardos de superfície de cada furo do bloco

									472	514										
								413	455	497		556								
							354	396	438	480		539	598							
						295	337	379	421	463		522	581	640						
					236	278	320	362	404	446		505	564	623	682					
				177	219	261	303	345	387	429		488	547	606	665	724				
			118	160	202	244	286	328	370	412		471	530	589	648	707	766			
		59	101	143	185	227	269	311	353	395		454	513	572	631	690	749	808		
		0	42	84	126	168	210	252	294	336	378	437	496	555	614	673	732	791	850	909
		59	101	143	185	227	269	311	353	395		454	513	572	631	690	749	808	867	
			118	160	202	244	286	328	370	412		471	530	589	648	707	766	825		
				177	219	261	303	345	387	429		488	547	606	665	724	783			
					236	278	320	362	404	446		505	564	623	682	741				
						295	337	379	421	463		522	581	640	699					
							354	396	438	480		539	598	657						
								413	455	497		556	615							
									472	514		573								
										531										

5.3.5 BLOCO V

5.3.5.1 CARACTERÍSTICAS GEOMECÂNICAS E ESQUEMA DE PERFURAÇÃO

O comportamento geomecânico deste Bloco, apresenta as seguintes características: uma densidade de 2,20 g/cm^3, ao qual corresponde um valor de RSI igual a 6. O valor de RMD apresenta uma classificação de 50. Da mesma forma o espaçamento entre planos de diaclases e a orientação destas corresponde a um rácio igual a 20. O valor da influência da densidade da rocha (SGI) apresenta um rácio de 5.

O Bloco V apresenta uma geometria trapezoidal à superfície, com apenas uma frente livre, que corresponde ao lado maior do trapézio, identificado na Fig. 61, por uma linha, mantendo a mesma configuração geométrica em profundidade.

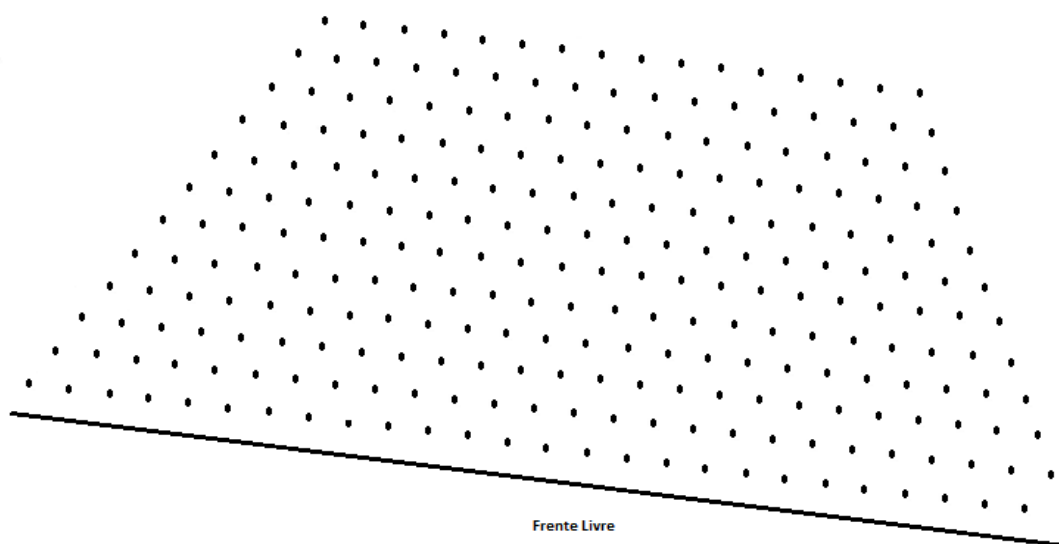



Fig. 61 Bloco V – Esquema de Perfuração

Os dados de caracterização geomecânica permitem determinar três parâmetros: o índice de arranque (BI – 50,5); o consumo específico de explosivo CE – 0,20 (kg ANFO/t); o factor de energia FE – 0,76 (MJ/t).

Tabela 27 - Parâmetros geomecânicos e características da Perfuração

		Bloco V	
		Normal	
		Valores	Unidades
Características Geomecanicas	Densidade da rocha	2,20	g/cm^3
	JPO	20	
	JPS	20	
	RMD	50	
	RSI	6	
	SGI	5	
	Resistência à Compressão Simples	120	Mpa
	BI	50,5	
	CE (Kg ANFO/ton)	0,20	
	FE	0,76	MJ/ton
Perfuração	Nº de furos	258	
	Diâmetro	127,00	mm
	Secção do Diâmetro	0,0127	m^2
	Altura	6,00	m
	Subfuração	1,00	m
	Comprimento Total do furo	7,00	m
	Metros de furação	1806,00	m
	MP	17,39	m^2/furo
	Área Total	4486,62	m^2
	VP S/subfuração	26919,72	m^3
	VP C/subfuração	31406,34	m^3
	TMP	27,00	m/h
	TFB	66,89	h

Para a perfuração, o Bloco V apresenta 258 furos, com uma orientação vertical, um diâmetro correspondente de 127 mm, uma profundidade de 7 metros, dos quais, 1 metro corresponde a subfuração. O número total de metros furados é de 1806 m, aos quais corresponde uma malha de perfuração de 3,7*4,7 (m) por furo, o que perfaz uma área de 17,39 m^2. Globalmente, o Bloco apresenta uma área de 4486,62 m^2, ao qual corresponde um volume total de perfuração de 31406,34 m^3. O tempo médio de perfuração para este Bloco ronda os 27 m/h, totalizando 66,89 h. O elemento de perfuração utilizado é um *bit* de botões do tipo normal capítulo 3, Fig. 16.

5.3.5.2 TEORES DO BLOCO

O Bloco V apresenta duas categorias de teores: Baixo Teor e material de escombreira (Ganga), identificadas na Fig. 62, respectivamente a verde e azul.

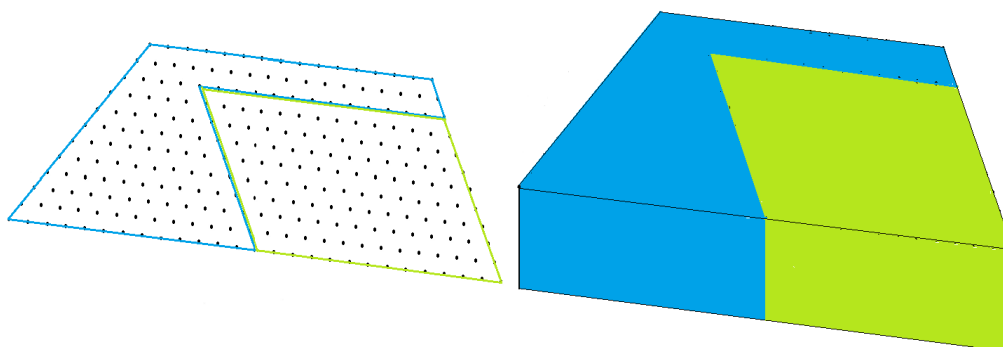



Fig. 62 Bloco V – Comportamento dos Teores

5.3.5.3 ESQUEMA DE CARREGAMENTO

O Bloco V é carregado com material explosivo a granel, do tipo emulsão, um iniciador de fundo, do tipo *Booster* e tamponado com material proveniente dos detritos da perfuração.

Caracterizando o carregamento do furo, do fundo para a superfície, apresentam-se os seguintes detalhes:

A **Iniciação** é realizada com *Booster*, de 350g ligado à superfície através de um detonador com sistema EZ-Det (ver capítulo III).

A **Coluna de explosivo**, é composta por emulsão, com uma altura de 4,8m, uma densidade de 1,15g/cm^3, ao qual corresponde um volume de 0,0610m^3/furo e um peso de 70,10kg/furo. A carga explosiva é de 10,01kg/m.

O **Tamponamento,** devido ao facto de ser detrito do próprio maciço, apresenta uma densidade de 2,20g/cm^3. A altura da coluna de tamponamento é de 2,20m, ao qual corresponde um volume de 0,0279m^3 e 61,47kg /furo.

Globalmente, o Bloco V, após o carregamento de todos os furos, apresenta os seguintes valores: quantidade de explosivo 18086,83 kg, com um tamponamento correspondente a 15858,74 kg.

O consumo específico deste Bloco, de acordo com os dados apresentados, é de 0,58kg/m^3.

Na Tabela 28 apresentam-se os dados detalhadamente,

Tabela 28 - Características do Carregamento

Arranque	Tamponamento - Altura	2,20	m
	Densidade do tamponamento	2,20	g/cm^3
	Emulsão-Altura	4,80	m
	Densidade do explosivo	1,15	g/cm^3
	VOD emulsão	5000,00	m/s
	Volume de coluna emulsão	0,0610	m^3/furo
	Volume tamponamento	0,0279	m^3/furo
	Carga de coluna (emul.)	70,10	kg/furo
	Peso do tamponamento	61,47	kg/furo
	Carga de explosivo por metro de furo	10,01	kg/m
	TOTAIS		
	Quantidade de explosivo	18086,83	kg
	Quantidade de Tamponamento	15858,74	kg
	Consumo Especifico s/subfuração	0,67	kg/m^3
	Consumo Especifico c/subfuração	0,58	kg/m^3
	Acessorios		
	Detonadores EZ-Det	258	uni.
	Conectores EZTL	26	uni.
	Booster	258	uni.

A Fig. 63 apresenta o esquema de carregamento do Bloco V.

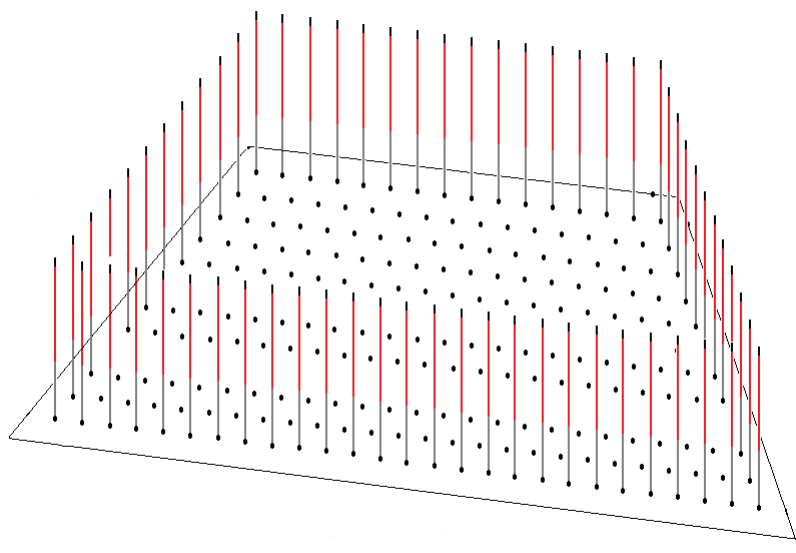



Fig. 63 - Bloco V – Esquema de Carregamento dos furos

5.3.5.4 DIAGRAMA DE FOGO – SEQUÊNCIA DE RETARDOS DE SUPERFÍCIE

A sequência do arranque é realizada da frente livre, para a última linha de furos e apresenta uma linha principal, a partir da qual, divide o arranque em dois momentos simétricos de retardos de superfície Fig. 63.

A linha principal (laranja), são conectores com retardos de superfície de 42ms e faz a ligação entre linhas.

Os retardos de superfície de 17ms ligam os furos. Com o sistema EZ-Det é permitido fazer a ligação desde o fundo de um furo, ao retardo de superfície, do furo seguinte.

O Bloco I apresenta as seguintes características: é composto por 258 detonadores, com sistema EZ-Det, 26 conectores do tipo EZ-Trunkline, 258 *primers* do tipo *Booster* com a duração do arranque de 1229ms.

Na Fig. 64, apresenta-se a configuração das ligações,

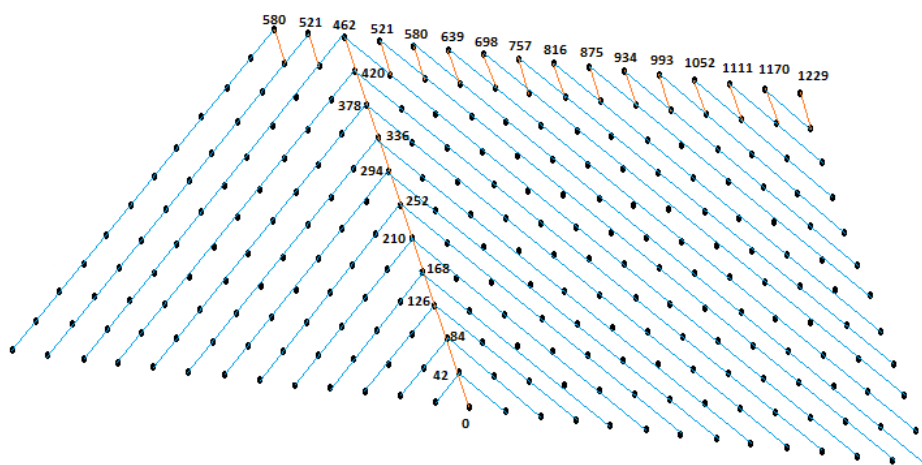



Fig. 64 Bloco V – Esquema de retardos de superfície

Em anexo apresenta-se a sequência de retardos de superfície, referente ao Bloco V, motivado pelo facto da sua dimensão ser excessiva para o formato deste documento.

5.3.6 BLOCO VI

5.3.6.1 CARACTERÍSTICAS GEOMECÂNICAS E ESQUEMA DE PERFURAÇÃO

O Bloco VI apresenta uma geometria rectangular à superfície, com apenas uma frente livre, identificada na fig.24, por uma linha, mantendo a mesma configuração geométrica em profundidade.

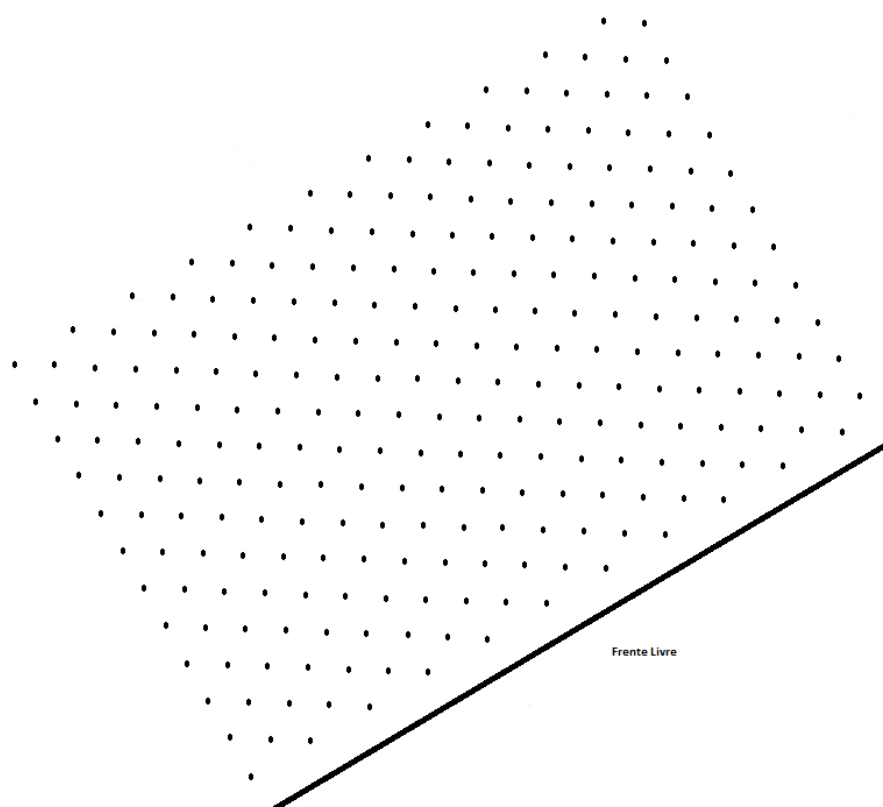



Fig. 65 Bloco VI – Esquema de Perfuração

O Bloco VI apresenta as mesmas características geomecânicas dos Blocos II e III, pelo qual apenas se apresenta na Tabela 29.

No que respeita aos parâmetros para a perfuração, o Bloco VI apresenta 253 furos, com uma orientação vertical, um diâmetro correspondente de 115 mm, uma profundidade de 7 metros, dos quais, 1 metro corresponde a subfuração. O número total de metros furados é de 1771 m, aos quais corresponde uma malha de perfuração de 3,2*3,7 (m) por furo, o que perfaz uma área de 11,84 m^2. Globalmente, o Bloco apresenta uma área de 2995,52 m^2, ao qual corresponde um volume total de perfuração de 20968,64 m^3. O tempo médio de perfuração para este Bloco ronda os 30 m/h, totalizando 59,03 h. O elemento de perfuração utilizado é um *bit* de botões do tipo normal (ver capítulo III).

Tabela 29 - Parâmetros geomecânicos e características da Perfuração

		Bloco VI	
		Normal	
		Valores	Unidades
Caracteristicas Geomecanicas	Densidade da rocha	2,50	g/cm3
	JPO	30	
	JPS	50	
	RMD	50	
	RSI	7	
	SGI	13	
	Resistência à Compressão Simples	140	Mpa
	BI	74,75	
	CE (Kg ANFO/ton)	0,30	
	FE	1,12	MJ/ton
Perfuração	Nº de furos	253	
	Diâmetro	115,00	mm
	Secção do Diametro	0,0104	m^2
	Altura	6,00	m
	Subfuração	1,00	m
	Comprimento Total do furo	7,00	m
	Metros de furação	1771,00	m
	MP	11,84	m^2/furo
	Area Total	2995,52	m^2
	VP S/subfuração	17973,12	m^3
	VP C/subfuração	20968,64	m^3
	TMP	30,00	m/h
	TFB	59,03	h

5.3.6.2 TEORES DO BLOCO

O Bloco VI apresenta quatro categorias de teores: Alto, Médio, Baixo Teor e material de escombreira (Ganga), identificadas na Fig. 66, respectivamente a rosa, amarelo, verde e azul.

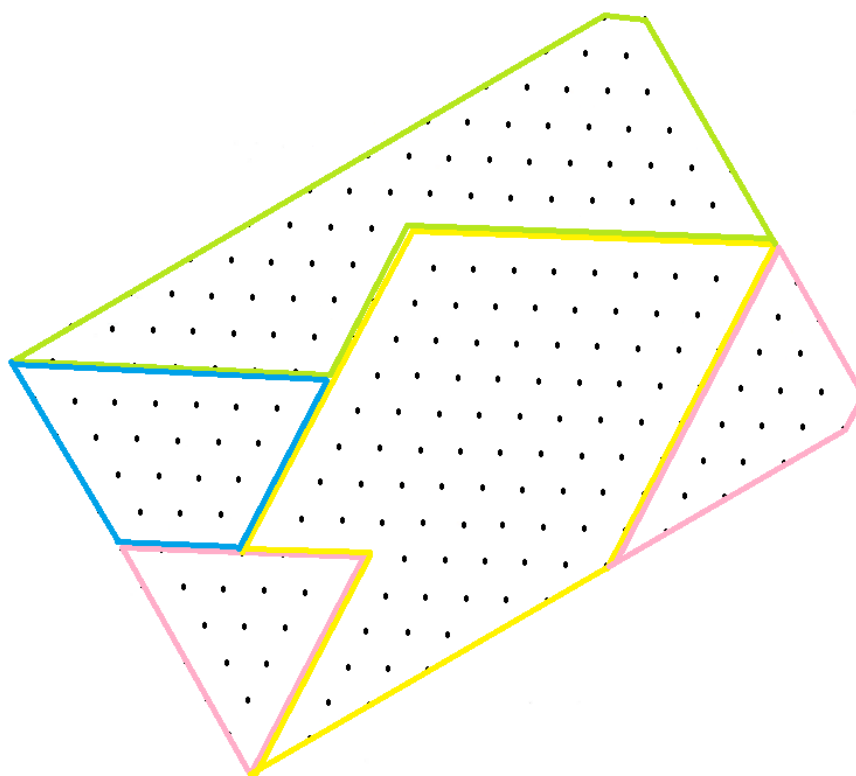



Fig. 66 Bloco VI – Comportamento dos Teores

5.3.6.3 ESQUEMA DE CARREGAMENTO

O Bloco VI após o carregamento de todos os furos, apresenta os seguintes valores: quantidade de explosivo 14496,29 kg, com um tamponamento correspondente a 14443,77kg.

O consumo específico deste Bloco, de acordo com os dados apresentados, é de 0,69kg/m^3.

Na Tabela 30, apresentam-se os dados detalhadamente,

Tabela 30 - Características do Carregamento

Arranque	Tamponamento - Altura	2,20	m
	Densidade do tamponamento	2,50	g/cm^3
	Emulsão-Altura	4,80	m
	Densidade do explosivo	1,15	g/cm^3
	VOD emulsão	5000,00	m/s
	Volume de coluna emulsão	0,0498	m^3/furo
	Volume tamponamento	0,0228	m^3/furo
	Carga de coluna (emul.)	57,30	kg/furo
	Peso do tamponamento	57,09	kg/furo
	Carga de explosivo por metro de furo	8,19	kg/m
	TOTAIS		
	Quantidade de explosivo	14496,29	kg
	Quantidade de Tamponamento	14443,77	kg
	Consumo Especifico s/subfuração	0,81	kg/m^3
	Consumo Especifico c/subfuração	0,69	kg/m^3
	Acessórios		
	Detonadores EZ-Det	253	uni.
	Conectores EZTL	21	uni.
	Booster	253	uni.

Na Fig. 67, apresenta-se o modelo de carregamento do Bloco VI,

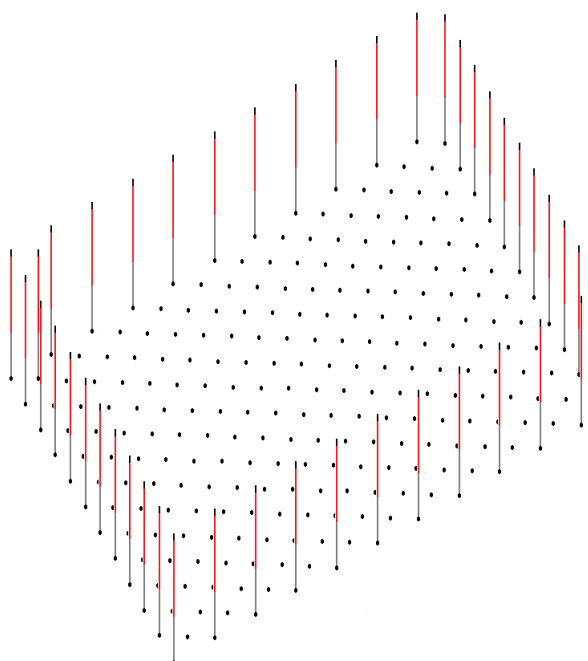



Fig. 67 - Bloco VI – Esquema de Carregamento dos furos

5.3.6.4 DIAGRAMA DE FOGO – SEQUÊNCIA DE RETARDOS DE SUPERFÍCIE

O Bloco VI, à semelhança dos demais blocos apresenta características próprias na sua sequência, como se constata na Fig. 68.

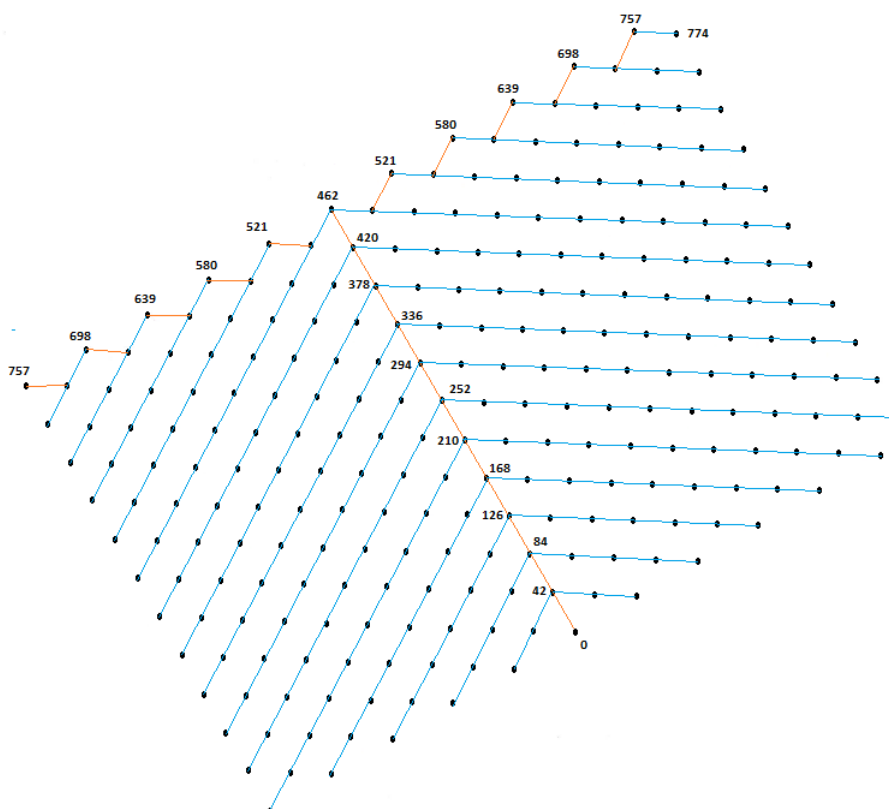



Fig. 68 Bloco VI – Esquema de retardos de superfície

A linha principal (laranja), são conectores com retardos de superfície de 42ms e faz a ligação entre linhas.

Os retardos de superfície de 17ms ligam os furos. Com o sistema EZ-Det é permitido fazer a ligação desde o fundo de um furo, ao retardo de superfície, do furo seguinte.

O Bloco VI apresenta as seguintes características: é composto por 253 detonadores, com sistema EZ-Det, 21 conectores do tipo EZ-Trunkline, 253 *primers* do tipo *Booster* com a duração do arranque de 774ms.

Na Tabela 31, apresenta-se a detalhadamente a sequenciação,

Tabela 31 - Bloco VI – sequência de retardos de superfície de cada furo do bloco

Bloco VI	Sequência do Diagrama de Fogo																	
							439	481	523	565	607	649						
						380	422	464	506	548	590	632						
						363	405	447	489	531	573	615		674				
					304	346	388	430	472	514	556	598		657				
					287	329	371	413	455	497	539	581		640	699			
				228	270	312	354	396	438	480	522	564		623	682			
				211	253	295	337	379	421	463	505	547		606	665	724		
			152	194	236	278	320	362	404	446	488	530		589	648	707		
			135	177	219	261	303	345	387	429	471	513		572	631	690	749	
		76	118	160	202	244	286	328	370	412	454	496		555	614	673	732	
		59	101	143	185	227	269	311	353	395	437	479		538	597	656	715	774
		0	42	84	126	168	210	252	294	336	378	420	462	521	580	639	698	757
		59	101	143	185	227	269	311	353	395	437	479		538	597	656	715	
		76	118	160	202	244	286	328	370	412	454	496		555	614	673	732	
			135	177	219	261	303	345	387	429	471	513		572	631	690		
			152	194	236	278	320	362	404	446	488	530		589	648	707		
				211	253	295	337	379	421	463	505	547		606	665			
				228	270	312	354	396	438	480	522	564		623	682			
					287	329	371	413	455	497	539	581		640				
					304	346	388	430	472	514	556	598		657				
						363	405	447	489	531	573	615						
						380	422	464	506	548	590	632						

5.3.7 BLOCO VII

5.3.7.1 CARACTERÍSTICAS GEOMECÂNICAS E ESQUEMA DE PERFURAÇÃO

O Bloco VII apresenta uma geometria trapezoidal à superfície, com apenas uma frente livre, identificada na Fig. 69, por uma linha, mantendo a mesma configuração geométrica em profundidade.

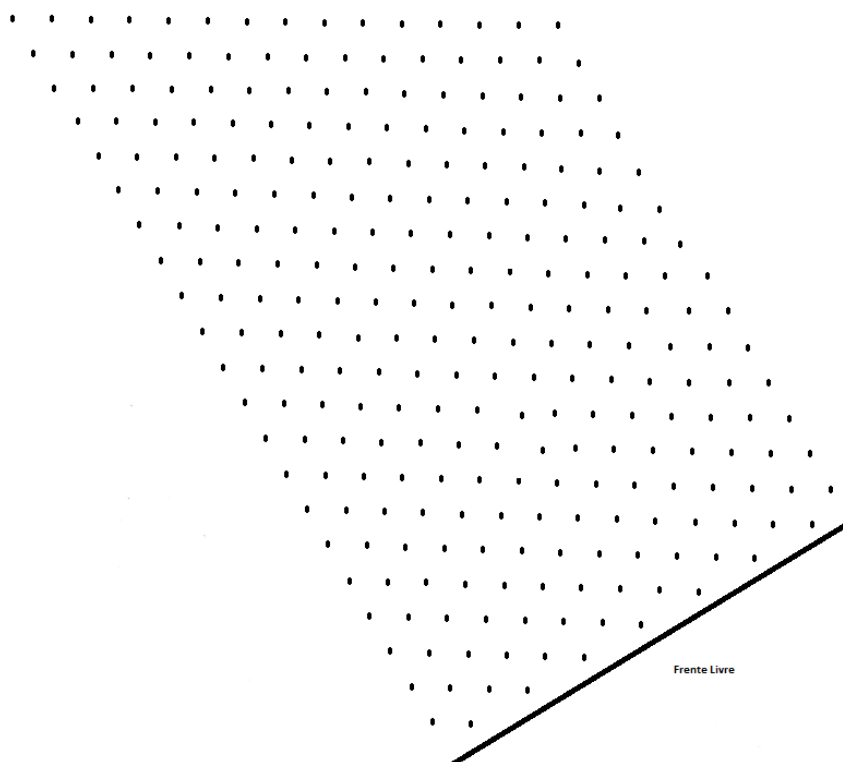



Fig. 69 Bloco VII – Esquema de Perfuração

O Bloco VII apresenta as mesmas características geomecânicas dos Blocos II, III e VI, pelo que, apenas se apresenta na tabela 19, juntamente com os parâmetros de perfuração.

No que respeita aos parâmetros para a perfuração, o Bloco VI apresenta 266 furos, com uma orientação vertical, um diâmetro correspondente de 115 mm, uma profundidade de 7 metros, dos quais, 1 metro corresponde a subfuração. O número total de metros furados é de 1862 m, aos quais corresponde uma malha de perfuração de 3,2*3,7 (m) por furo, o que perfaz uma área de 11,84 m^2. Globalmente, o Bloco apresenta uma área de 3149,44 m^2, ao qual corresponde um volume total de perfuração de 22046,08 m^3. O tempo médio de perfuração para este Bloco ronda os 30 m/h, totalizando 62,07 h. O elemento de perfuração utilizado é um *bit* de botões do tipo normal (ver capítulo III).

Tabela 32 - Parâmetros geomecanicos e características da Perfuração

		Bloco VII	
		Normal	
		Valores	Unidades
Caracteristicas Geomecanicas	Densidade da rocha	2,50	g/cm^3
	JPO	30	
	JPS	50	
	RMD	50	
	RSI	7	
	SGI	13	
	Resistência à Compressão Simples	140	Mpa
	BI	74,75	
	CE (Kg ANFO/ton)	0,30	
	FE	1,12	MJ/ton
Perfuração	Nº de furos	266	
	Diâmetro	115,00	mm
	Secção do Diametro	0,0104	m^3
	Altura	6,00	m
	Subfuração	1,00	m
	Comprimento Total do furo	7,00	m
	Metros de furação	1862,00	m
	MP	11,84	m^2/furo
	Área Total	3149,44	m^2
	VP S/subfuração	18896,64	m^3
	VP C/subfuração	22046,08	m^3
	TMP	31,00	m/h
	TFB	60,06	h

5.3.7.2 TEORES DO BLOCO

O Bloco VII apresenta quatro categorias de teores: Alto, Médio Teor e material de escombreira (Ganga), identificadas na Fig. 70, respectivamente a rosa, amarelo, e azul.

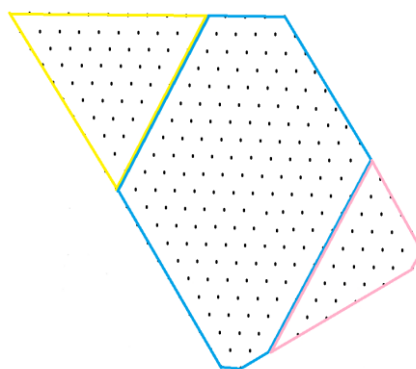



Fig. 70 Bloco VI – Comportamento dos Teores

5.3.7.3 ESQUEMA DE CARREGAMENTO

O Bloco VII após o carregamento de todos os furos, apresenta os seguintes valores: quantidade de explosivo 15241,16 kg, com um tamponamento correspondente a 15185,94 kg.

O consumo específico deste Bloco, de acordo com os dados apresentados, é de 0,69kg/m^3.

Na Tabela 33, apresentam-se os dados detalhadamente,

Tabela 33 - Características do Carregamento

Arranque	Tamponamento - Altura	2,20	m
	Densidade do tamponamento	2,50	g/cm^3
	Emulsão-Altura	4,80	m
	Densidade do explosivo	1,15	g/cm^3
	VOD emulsão	5000,00	m/s
	Volume de coluna emulsão	0,0498	m^3/furo
	Volume tamponamento	0,0228	m^3/furo
	Carga de coluna (emul.)	57,30	kg/furo
	Peso do tamponamento	57,09	kg/furo
	Carga de explosivo por metro de furo	8,19	kg/m
	TOTAIS		
	Quantidade de explosivo	15241,16	kg
	Quantidade de Tamponamento	15185,94	kg
	Consumo Especifico s/subfuração	0,81	kg/m^3
	Consumo Especifico c/subfuração	0,69	kg/m^3
	Acessórios		
	Detonadores EZ-Det	266	uni.
	Conectores EZTL	24	uni.
	Booster	266	uni.

Na Fig. 71, apresenta-se o modelo de carregamento do bloco,

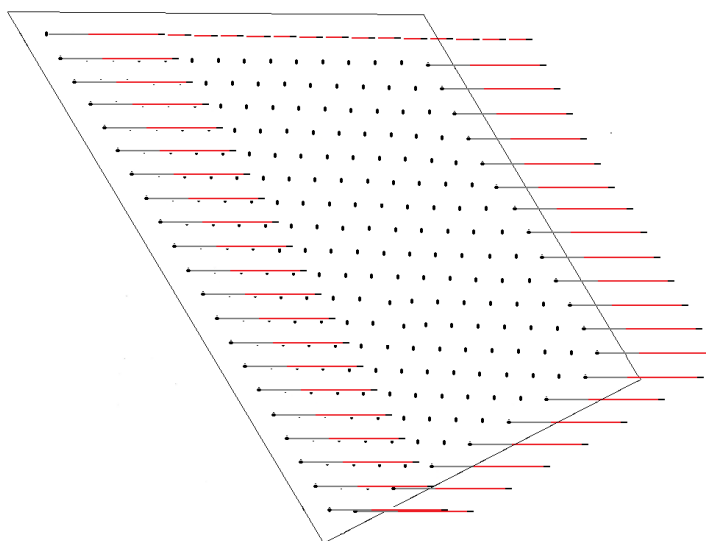



Fig. 71 Bloco VII – Esquema de Carregamento dos furos

5.3.7.4 DIAGRAMA DE FOGO – SEQUÊNCIA DE RETARDOS DE SUPERFÍCIE

A sequência do arranque é realizada da frente livre, para a última linha de furos e apresenta uma linha principal, a partir da qual, divide o arranque em dois momentos simétricos de retardos de superfície Fig. 72.

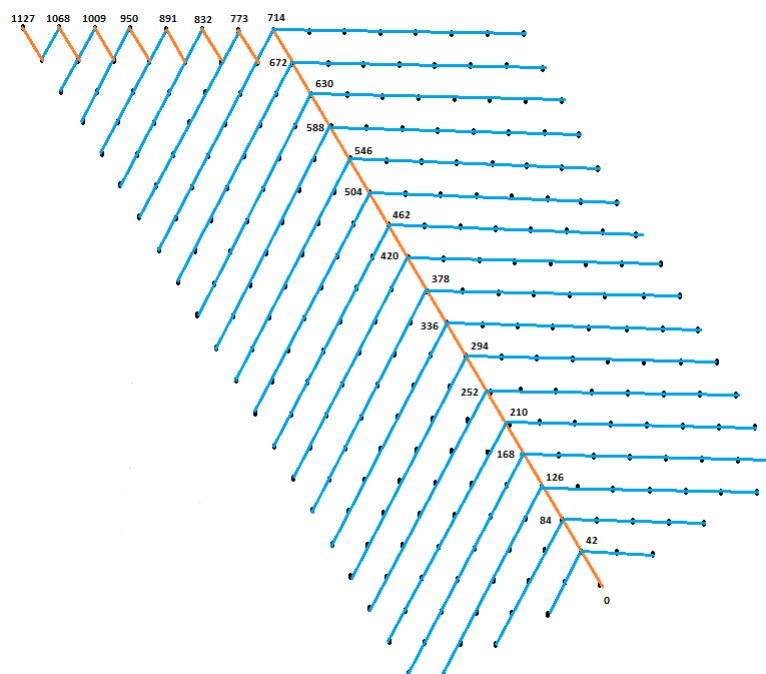



Fig. 72 - Bloco VI – Esquema de retardos de superfície

A linha principal (laranja), são conectores com retardos de superfície de 42ms e faz a ligação entre linhas.

Os retardos de superfície de 17ms ligam os furos. Com o sistema EZ-Det é permitido fazer a ligação desde o fundo de um furo, ao retardo de superfície, do furo seguinte.

O Bloco VII, apresenta as seguintes características: é composto por 266 detonadores, com sistema EZ-Det, 24 conectores do tipo EZ-Trunkline, 266 *primers* do tipo *Booster* com a duração do arranque de 1127ms.

Em anexo apresenta-se a sequência de retardos de superfície, referente ao Bloco VII.

5.4 AIR DECKS – CONCEITOS E APLICABILIDADE NO CASO DE ESTUDO

5.4.1 INTRODUÇÃO

A técnica de *air-decking* tem vindo a ser aplicada ao longo das últimas duas décadas em explorações a céu aberto em diversos países. No entanto, na Europa (e mais concretamente no Reino Unido) tem sido aplicada esta técnica para furos de pequeno diâmetro, nos últimos anos. No processo de carregamento de furos com explosivos, qualquer técnica inovadora que permita reduzir custos directos associados aos mesmos e melhoramento da eficiência do Diagrama de fogo, é geralmente prática a ter em consideração.

A aplicação dos *air-decks* surge numa primeira análise, da necessidade de obter um melhor rendimento de uma pega fogo, sempre que possível consumindo menos explosivo.

Em 1940, cientistas russos surgiram com a ideia de que, usando cargas explosivas espaçadas com aberturas de ar, a eficiência da explosão seria melhorada. Algumas das pesquisas desenvolvidas na Rússia durante os anos 70 foram confirmadas por trabalhos desenvolvidos na Austrália e nos EUA.

5.4.1.1 TEORIA DO FUNCIONAMENTO DO AIR-DECK

Quando uma carga é detonada num furo a pressão que é exercida inicialmente excede em larga medida as resistências dinâmicas da rocha. A onda de choque começa a propagar-se pela rocha, fragmentando-a em pequenas dimensões. Uma grande parte da energia de explosão gerada é desperdiçada na área circundante à carga explosiva (zona de pulverização).

Com a aplicação de espaços vazios (air-decks) no topo, a meio, ou no fundo da coluna explosiva, múltiplas ondas de pressão são produzidas e permitem a extensão da duração da sua acção, aumentado desta forma a extensão da propagação de fissuras no maciço rochoso.

"A reduzida pressão de explosão causada pelo air-deck continua a ser capaz de criar um sistema de fracturas extensas, existindo suficiente gás a alta-pressão para obter a quantidade desejada de movimento do maciço. O pico mais baixo de pressão reduz a perda de energia explosiva associada ao excessivo esmagamento da rocha adjacente ao furo. Este processo acrescenta apenas microssegundos ao evento e o observador não notará nada de diferente acerca da explosão." (Cleeton, Julien)

5.4.1.2 APLICAÇÃO DE UM PRODUTO BASEADO NO CONCEITO AIR-DECK

Os primeiros *air-decks* tinham a forma de uma câmara de "bola de futebol" eram introduzidos vazios nos furos e cheios com ar desde a superfície, utilizando um pequeno compressor de gás. Este tipo de produto apenas podia ser utilizado na interface explosivo-tampomento, devido ao facto de não aguentar mais do que o peso exercido pelo tamponamento.

Mais tarde, foram desenvolvidos outros modelos designados de "segunda geração", do tipo químico. Eram compostos por uma saqueta de vinagre e por uma saqueta de bicarbonato selado dentro de um saco. O saco era rebentado provocando uma reacção, cujo resultado final não era mais que dióxido de carbono. Este método ainda se utiliza para furos de grande diâmetro, superiores a 200 mm.

A terceira geração utiliza como componente um aerossol dentro de uma câmara de plástico. Para os diâmetros de furos normalmente usados na Europa (100-150mm) o componente gasoso aerossol foi provado como sendo o que apresentava maior qualidade e eficiência. O plástico de alta resistência desenvolvido permite suportar cargas maiores de uma coluna de explosivos.

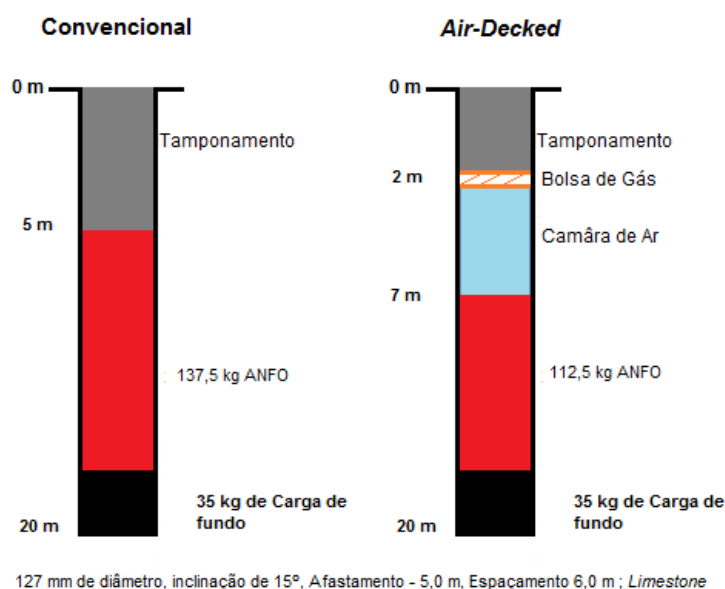



Fig. 73 – Comparação entre Convencional e com a aplicação de *Air-Deck* para furos com 127 mm de diâmetro. – Adaptado *"Quarry Managment – April 1997; autor – Cleeton, Julien, sénior lecturer at Doncaster College"*

Actualmente desenvolvem-se muitos produtos que pretendem obter melhores efeitos e melhores rendimentos das pegas de fogo. Exemplo deste tipo de produto é o sistema *power-plug* desenvolvido pela empresa *Power Deck Company*. Este tipo de produtos visa reduzir entre 10 a 50% o consumo de explosivo, e por outro lado, reduzir as vibrações em 75% e eliminar o efeito *flyrock.*

Este produto permite reduzir o consumo de explosivo mantendo inalterados os graus de fragmentação, e por vezes aumentando estes ultimos, mas por outro lado reduz a quantidade de finos indesejados.

Este produto foi estudado por especialistas e utilizado em algumas minas que apresentam estruturas geológicas muito semelhantes à estrutura geológica onde este trabalho assenta.

O sistema *power-plug* apresentado na Fig. 74 não é mais que uma estaca de madeira com uma base em polipropileno (*PVC)* e no topo um pequeno recipiente de *PVC*. Neste recipiente são colocados os detritos da perfuração criando desde a base onde assenta até ao topo do recipiente uma câmara-de-ar dentro do furo.

Fig. 74 – Power Plug system – desenvolvido pela empresa Power Deck

Este produto permite, segundo a apresentação feita pela própria empresa, reduzir o consumo de explosivos, diminuir as vibrações, assim como, a subfuração e as projecções; a sua aplicação apresenta vários benefícios, como aumentar a fragmentação e a redução da quantidade de tamponamento.

A forma de aplicação e as vantagens encontram-se disponíveis no sítio da empresa.

5.4.1.3 ANÁLISE QUALITATIVA DA APLICAÇÃO DE AIR-DECKS

O Gráfico 4 mostra os resultados obtidos por uma pesquisa na Austrália. O volume do *air-deck* é expresso em percentagem referida ao volume da coluna de explosivo mais *air-deck*.

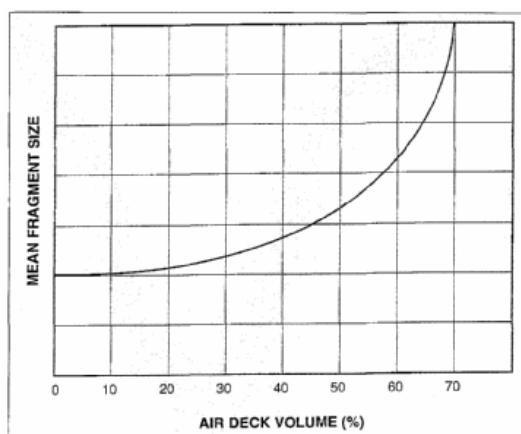



Gráfico 4 – Analise do comportamento da fragmentação em função da percentagem de câmara-de-ar num furo carregado - Adaptado *"Quarry Managment – April, 1997; Cleeton, Julien, sénior lecturer at Doncaster College"*

"Com efeito, esta é a quantidade de explosivos que pode ser removido do furo da explosão e substituído por ar (ou água). O gráfico indica que 30-40% da carga explosiva pode ser substituído por um air-deck sem que se registe uma significativa redução da fragmentação. Estes resultados foram produzidos em experiências de laboratório, tendo sido largamente reportadas. Experiências no RU confirmaram que volumes de air-deck de 25-30% podem ser utilizados na maioria das rochas, sem uma efectiva perda da fragmentação." (Cleeton, Julien; 1997)

Outro autor, apresenta considerações acerca da aplicação de sistemas air-decking:

"…Mesmo que o air-deck seja utilizado sem qualquer redução na profundidade do furo, a poupança líquida para reduzir custos de explosivo seria de $194.000, em 36.000 furos…Actualmente está a ser considerada a aplicação dos Power Decks para minério e controle de taludes…Este estudo revelou benefícios de custo significativos que podem ser atribuídos à aplicação de air-decks." Floyd, John, May 2004 –"Power Deck Optimization - President, Blast Dynamics Inc, Barrick Paper".

A produção de material com tamanhos superiores ao desejado é uma consequência inevitável, e até mesmo uma regra quando estamos a analisar um Diagrama de fogo.

Desta forma, uma pega de fogo típica pode produzir 10-15% de material que exige fragmentação secundária. Esta situação pode ser considerada de duas formas; a primeira desprezando os sobre tamanhos e considerando que as pegas de fogo têm um rendimento entre 85 e 90%, e a rotura secundária ser um custo assumido pela pega de fogo; a segunda

forma e mais precisa é considerar que numa pega de fogo de 10.000 m3 são produzidos entre 1000 a 1500 m3 de sobre tamanhos e que para desmontar este material é necessário uma giratória com martelo com um custo horário aproximado de €140/hora, com operador, e que para reduzi-los ao tamanho óptimo necessito aproximadamente de 6h de trabalho, o que perfaz um total de €840.

A maior parte dos sobre tamanhos são produzidos no espaço onde se encontra o tamponamento, que varia entre 70 a 100% do afastamento à frente livre. Diminuir este valor pode reduzir a quantidade de sobre tamanhos mas aumenta certamente a quantidade de projecções (*flyrocks*).

Com a colocação de um *air-deck* na interface explosivo-tamponamento, permite-se que os gases do explosivo possam ocupar este espaço, tendo sido possível inferir por pesquisas realizadas, que a diminuição de pressão pelo facto da abertura de uma câmara-de-ar não é significativa para o efeito de fragmentação. Os sobre tamanhos são reduzidos com este produto para percentagens da ordem dos 2%: para um volume global a desmontar de 10.000 m3, os sobre tamanhos apenas representam 200m3.

A aplicação de *air-decks* tem sido vastamente apresentada em vários congressos e fóruns da Industria extractiva. A sua aplicação está nos dias de hoje a tornar-se prática corrente nos EUA e na Austrália, nomeadamente nas explorações mineiras onde a actividade de desmonte é suficientemente grande para permitir que para grandes volumes de desmonte se obtenha uma redução de custo na ordem dos 30%. Exemplos disso são as explorações de ouro nos EUA.

5.4.1.4 APLICAÇÃO NO CASO TEÓRICO-PRÁTICO

A aplicação de *air-decks* neste trabalho está prevista para a interface geológica que, para os casos apresentados, se encontra no fundo do furo.

O efeito que se pretende é o apresentado na Fig. 75 permitindo que o material devido às suas competências mecânicas brandas se movimente do maciço (descoesão) onde está inserido. Procura-se desta forma, preservar os teores e reduzir o consumo de explosivo.

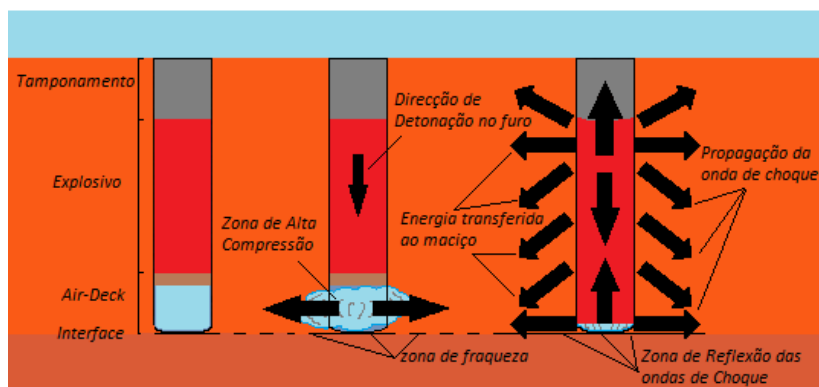



Fig. 75 – Esquema de aplicação dos *Air-Decks e o efeito que promove no maciço - adaptado "Power Deck Company"*

O *air-deck* permite criar na interface geologica uma zona de alta compressão, que tem por objectivo redireccionar a propagação da onda de choque e incrementar a energia no maciço onde efectivamente é necessária. Desta forma, conseguimos que a mistura dos teores no maciço seja reduzida. O aproveitamento das camadas geologicas horizontais neste caso concreto permite aumentar a eficiência da aplicação dos *air-decks*.

Com a redução das perdas energéticas, podemos preservar de alguma forma os taludes onde os desmontes são realizados evitando desta forma desabamentos;

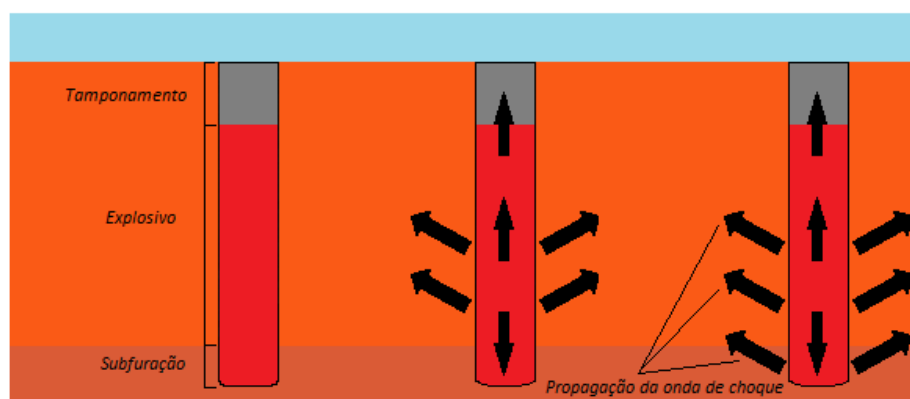



Fig. 76 – Esquema de uma detonação convencional – *adaptado "Power Deck Company"*

é o contrario do que acontece com a Fig. 76, que representa uma detonação sem a aplicação de *air-decks.*

5.5 MODIFICAÇÕES - INTRODUÇÃO

As alterações propostas neste caso de estudo apresentam-se com o intuito de promover uma melhoria significativa no principal objectivo deste trabalho, que consiste na diminuição do movimento ascendente excessivo do maciço sujeito à detonação.

Desta forma são propostas alterações que reduzam o efeito excessivo da explosão e que promovam apenas a descoesão do material, visto este apresentar características geomecânicas atractivas para o efeito.

A aplicação de técnicas inovadoras como a aplicação de *Air-Decks* tem por objectivo provar que, para determinado tipo de explorações a céu aberto, torna-se num elemento tecnicamente óptimo e altamente rentável do ponto de vista dos custos de operação, no que respeita à globalidade do processo de Desmonte.

As modificações propostas estão divididas em duas fases:

A **primeira fase de modificações** consiste na alteração dos parâmetros do diagrama de fogo, e está ordenada em 3 tipos de modificações. Estas visam reduzir o impacto da explosão sobre o maciço, promovendo a menor mistura possível e permitindo que o material apenas seja alvo de descoesão. Nos três tipos de alterações serão utilizados sempre os *air-decks*, com o intuito de demonstrar a sua importância e a melhoria quantitativa expectável das alterações propostas.

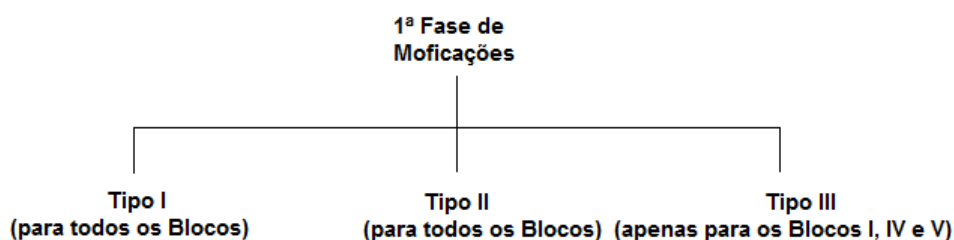



Fig. 77 Estrutura da primeira fase de alterações

Numa **segunda fase de modificações**, serão apresentadas algumas alternativas para determinado tipo de blocos, de acordo com a distribuição dos teores dos mesmos. Esta fase, pretende evidenciar que, para além da necessidade de reduzir o impacto da explosão, evitando a mistura de teores provocada pelo arranque, é possível realizar outro tipo de alterações que sugerem maior eficiência no comportamento dos teores após arranque. Na Fig. 78, apresentam-se os dois blocos, que serão sujeitos a propostas de modificação.

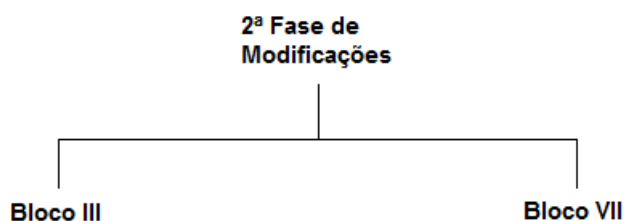



Fig. 78 Estrutura da segunda fase de modificações

5.5.1 1ª FASE DE MODIFICAÇÕES

A primeira fase de modificações visa alterar alguns parâmetros da perfuração e do diagrama de fogo com o propósito de melhorar o rendimento da pega de fogo, para o efeito da preservação dos teores do Bloco.

Esta modificação apresenta como elemento novo no diagrama de fogo a aplicação dos *Air-Decks.*

Estas modificações estão divididas em três tipos. A primeira modificação apresenta alterações ao nível da subfuração da carga de coluna e do tamponamento. No entanto, difere da segunda modificação, devido ao facto de os valores considerados serem diferentes e através desta situação se poder analisar qual a solução que maior vantagem apresenta no caso da sua aplicabilidade. A terceira modificação, na continuidade das anteriormente referidas, também apresenta alterações nos mesmos parâmetros mas com a particularidade de anular por completo a subfuração. Esta opção deve-se ao facto do comportamento do maciço se apresentar em camadas horizontais e sub-horizontais com pouca inclinação. Esta modificação apenas será apresentada em três blocos, pelo facto de estes blocos apresentarem, do ponto de vista geomecânico, um comportamento extremamente brando, ou seja, um material pouco competente.

As modificações propostas neste trabalho são possíveis devido a dois factores principais: o facto de, do ponto de vista geomecânico os dois tipos de materiais apresentados serem pouco competentes, e pelo facto de o objectivo principal não consistir em bons níveis de fragmentação mas sim permitir a descoesão do material reduzindo a sua mistura (*blending)* após o arranque ser realizado.

5.5.1.1 MODIFICAÇÃO TIPO I

As modificações apresentadas no “Tipo I” são as seguintes:

A subfuração é reduzida de 1 m para 0,5 m

A carga de coluna é reduzida de 4,8 m para 4,0 m

O tamponamento é reduzido de 2,2 m para 1,7 m

O *Air-Deck* apresenta um comprimento de 0,8 m

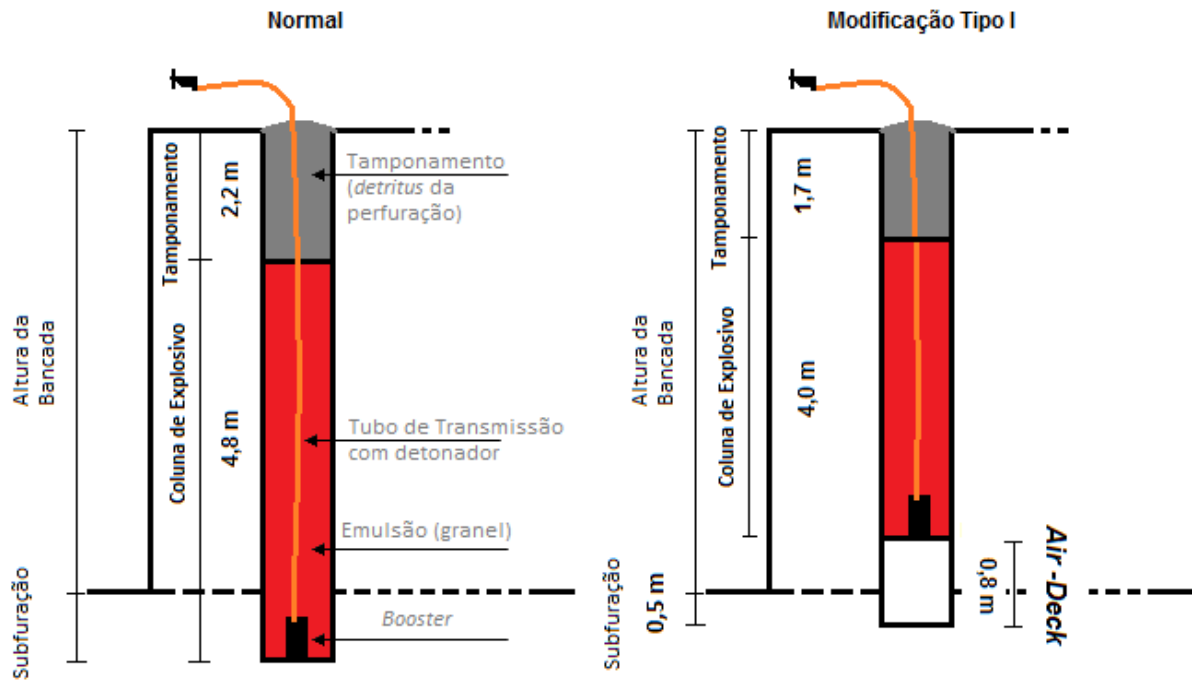



Fig. 79 - Esquema do carregamento Normal vs. Modificação Tipo I

Tabela 34 - Esquema do carregamento Normal vs. Modificação Tipo I

		Bloco I					Bloco II					Bloco III					Bloco IV				
		Normal		Alteração I		Variação	Normal		Alteração I		Variação	Normal		Alteração I		Variação	Normal		Alteração I		Variação
		Valores	Unidades	Valores	Unidades	%	Valores	Unidades	Valores	Unidades	%	Valores	Unidades	Valores	Unidades	%	Valores	Unidades	Valores	Unidades	%
Caracteristicas Geomecanicas	Densidade da rocha	2,20	g/cm3	2,20	g/cm3		2,50	g/cm3	2,50	g/cm3		2,50	g/cm3	2,50	g/cm3		2,20	g/cm3	2,20	g/cm3	
	JPO	20		20			30,00		30			30		30			20		20		
	JPS	20		20			50,00		50			50		50			20		20		
	RMD	50		50			50,00		50			50		50			50		50		
	RSI	6		6			7,00		7			7		7			6		6		
	SGI	5		5			12,50		13			13		13			5		5		
	Resistência à Compressão Simples	120	Mpa	120	Mpa		140,00	Mpa	140	Mpa		140	Mpa	140	Mpa		120	Mpa	120	Mpa	
	BI	50,5		50,5			74,75		74,75			74,75		74,75			50,5		50,5		
	CE (Kg ANFO/ton)	0,20		0,20			0,30		0,30			0,30		0,30			0,20		0,20		
	FE	0,76	MJ/ton	0,76	MJ/ton		1,12	MJ/ton	1,12	MJ/ton		1,12	MJ/ton	1,12	MJ/ton		0,76	MJ/ton	0,76	MJ/ton	
Perfuração	Nº de furos	203		203			272		272			294		294			180		180		
	Diâmetro	127,00	mm	127,00	mm		115,00	mm	115,00	mm		115,00	mm	115,00	mm		127,00	mm	127,00	mm	
	Secção do Diametro	0,0127	m2	0,0127	m2		0,01	m2	0,0104	m2		0,0104	m2	0,0104	m2		0,0127	m2	0,0127	m2	
	Altura	6,00	m	6,00	m		6,00	m	6,00	m		6,00	m	6,00	m		6,00	m	6,00	m	
	Subfuração	1,00	m	0,50	m	-50,00%	**1,00**	**m**	**0,50**	m	-50,00%	1,00	m	0,50	m	-50,00%	1,00	m	0,50	m	-50,00%
	Comprimento Total do furo	7,00	m	6,50			7,00	m	6,50	m		7,00	m	6,50	m		7,00	m	6,50	m	
	Metros de furação	1421,00	m	**1319,50**	m	-7,14%	**1904,00**	**m**	**1768,00**	m	-7,14%	2058,00	m	**1911,00**	m	-7,14%	**1260,00**	m	**1170,00**	m	-7,14%
	MP	17,39	m2/furo	17,39	m2		11,84	m2/furo	11,84	m2		11,84	m2/furo	11,84	m2		17,39	m2/furo	17,39	m2	
	Area Total	3530,17	m2	3530,17	m2		3220,48	m2	3220,48	m2		3480,96	m2	3480,96	m2		3130,20	m2	3130,20	m2	
	VP S/subfuração	21181,02	m3	21181,02	m3		19322,88	m3	19322,88	m3		20885,76	m3	20885,76	m3		18781,20	m3	18781,20	m3	
	VP C/subfuração	24711,19	m3	**22946,11**	m3	-7,14%	**22543,36**	**m3**	**20933,12**	m3	-7,14%	24366,72	m3	**22626,24**	m3	-7,14%	**21911,40**	m3	**20346,30**	m3	-7,14%
	TMP	27,00	m/h	27,00	m/h		30,00	m/h	30,00	m/h		30,00	m/h	30,00	m/h		27,00	m/h	27,00	m/h	
	TFB	52,63	h	**48,87**	h	-7,14%	**63,47**	**h**	**58,93**	h	-7,14%	68,60	h	**63,70**	h	-7,14%	**46,67**	h	**43,33**	h	-7,14%
Arranque	**Tamponamento - Altura**	2,20	m	**1,70**	m	-22,73%	**2,20**	**m**	**1,70**	m	-22,73%	2,20	m	**1,70**	m	-22,73%	**2,20**	m	**1,70**	m	-22,73%
	Densidade do tamponamento	2,20	g/cm3	2,20	g/cm3		2,50	g/cm3	2,50	g/cm3		2,50	g/cm3	2,50	g/cm3		2,20	g/cm3	2,20	g/cm3	
	Air Deck			**0,80**	m				**0,80**	m				**0,80**	m				**0,80**	m	
	Emulsão-Altura	4,80	m	**4,00**	m	-16,67%	**4,80**	**m**	**4,00**	m	-16,67%	4,80	m	**4,00**	m	-16,67%	**4,80**	m	**4,00**	m	-16,67%
	Densidade do explosivo	1,15	g/cm3	1,15	g/cm3		1,15	g/cm3	1,15	g/cm3		1,15	g/cm3	1,15	g/cm3		1,15	g/cm3	1,15	g/cm3	
	VOD emulsão	5000,00	m/s	5000,00	m/s		5000,00	m/s	5000,00	m/s		5000,00	m/s	5000,00	m/s		5000,00	m/s	5000,00	m/s	
	Volume de coluna emulsão	0,0610	m3/furo	**0,0508**	m3	-16,67%	**0,0498**	**m3/furo**	**0,0415**	m3	-16,67%	0,0498	m3/furo	**0,0415**	m3	-16,67%	**0,0610**	m3/furo	**0,0508**	m3	-16,67%
	Volume tamponamento	0,0279	m3/furo	**0,0216**	m3		**0,0228**	**m3/furo**	**0,0176**	m3		0,0228	m3/furo	**0,0176**	m3	-22,73%	**0,0279**	m3/furo	**0,0216**	m3	-22,73%
	Carga de coluna (emul.)	70,10	kg/furo	**58,42**	kg/furo		57,30	kg/furo	**47,75**	kg/furo		57,30	kg/furo	**47,75**	kg/furo	-16,67%	**70,10**	kg/furo	**58,42**	kg/furo	-16,67%
	Peso do tamponamento	61,47	kg/furo	**47,50**	kg/furo	-22,73%	57,09	kg/furo	**44,12**	kg/furo	-22,73%	57,09	kg/furo	**44,12**	kg/furo	-22,73%	**61,47**	kg/furo	**47,50**	kg/furo	-22,73%
	Carga de explosivo por metro de furo	10,01	kg/m	**8,99**	kg/m	-10,26%	**8,19**	**kg/m**	**7,35**	kg/m	-10,26%	8,19	kg/m	**7,35**	kg/m	-10,26%	**10,01**	kg/m	**8,99**	kg/m	-10,26%
	TOTAIS																				
	Quantidade de explosivo	14231,11	kg	**11859,26**	kg	-16,67%	15584,95	kg	**12987,46**	kg	-16,67%	16845,49	kg	**14037,91**	kg	-16,67%	**12618,72**	kg	**10515,60**	kg	-16,67%
	Quantidade de Tamponamento	12478,00	kg	**9642,09**	kg	-22,73%	**15528,48**	**kg**	**11999,28**	kg	-22,73%	16784,46	kg	**12969,81**	kg	-22,73%	**11064,24**	kg	**8549,64**	kg	-22,73%
	Consumo Especifico s/subfuração	0,67	kg/m3	**0,56**	kg/m3	-16,67%	**0,81**	**kg/m3**	**0,67**	kg/m3	-16,67%	0,81	kg/m3	**0,67**	kg/m3	-16,67%	**0,67**	kg/m3	**0,56**	kg/m3	-16,67%
	Consumo Especifico c/subfuração	0,58	kg/m3	**0,52**	kg/m3	-10,26%	**0,69**	**kg/m3**	**0,62**	kg/m3	-10,26%	0,69	kg/m3	**0,62**	kg/m3	-10,26%	**0,58**	kg/m3	**0,52**	kg/m3	-10,26%

		Bloco V					Bloco VI					Bloco VII					Totais Blocos Normal		Totais Blocos Alterados	
		Normal		Alteração I		Variação	Normal		Alteração I		Variação	Normal		Alteração I		Variação				
		Valores	Unidades	Valores	Unidades	%	Valores	Unidades	Valores	Unidades	%	Valores	Unidades	Valores	Unidades	%	Valores	Unidades	Valores	Unidades
Caracteristicas Geomecanicas	Densidade da rocha	2,20	g/cm3	2,20	g/cm3		2,50	g/cm3	2,50	g/cm3		2,50	g/cm3	2,50	g/cm3					
	JPO	20		20			30		30			30		30						
	JPS	20		20			50		50			50		50						
	RMD	50		50			50		50			50		50						
	RSI	6		6			7		7			7		7						
	SGI	5		5			13		13			13		13						
	Resistência à Compressão Simples	120	Mpa	120	Mpa		140	Mpa	140	Mpa		140	Mpa	140	Mpa					
	BI	50,5		50,5			74,75		74,75			74,75		74,75						
	CE (Kg ANFO/ton)	0,20		0,20			0,30		0,30			0,30		0,30						
	FE	0,76	MJ/ton	0,76	MJ/ton		1,12	MJ/ton	1,12	MJ/ton		1,12	MJ/ton	1,12	MJ/ton					
Perfuração	Nº de furos	258		258			253		253			266		266						
	Diâmetro	127,00	mm	127,00	mm		115,00	mm	115,00	mm		115,00	mm	115,00	mm					
	Secção do Diametro	0,0127	m2	0,0127	m2		0,0104	m2	0,0104	m2		0,0104	m3	0,0104	m2					
	Altura	6,00	m	6,00	m		6,00	m	6,00	m		6,00	m	6,00	m					
	Subfuração	1,00	m	0,50	m	-50,00%	1,00	m	0,50	m	-50,00%	1,00	m	0,50	m	-50,00%				
	Comprimento Total do furo	7,00	m	6,50	m		7,00	m	6,50	m		7,00	m	6,50	m					
	Metros de furação	**1806,00**	m	**1677,00**	m	-7,14%	**1771,00**	m	**1644,50**	m	-7,14%	**1862,00**	m	**1729,00**	m	-7,14%	**12082,00**	m	**11219,00**	m
	MP	17,39	m2/furo	17,39	m2		11,84	m2/furo	11,84	m2		11,84	m2/furo	11,84	m2					
	Area Total	4486,62	m2	4486,62	m2		2995,52	m2	2995,52	m2		3149,44	m2	3149,44	m2					
	VP S/subfuração	26919,72	m3	26919,72	m3		17973,12	m3	17973,12	m3		18896,64	m3	18896,64	m3					
	VP C/subfuração	**31406,34**	m3	**29163,03**	m3	-7,14%	**20968,64**	m3	**19470,88**	m3	-7,14%	**22046,08**	m3	**20471,36**	m3	-7,14%	**167953,73**	m3	**155957,04**	m3
	TMP	27,00	m/h	27,00	m/h		30,00	m/h	30,00	m/h		30,00	m/h	30,00	m/h					
	TFB	**66,89**	h	**62,11**	h	-7,14%	**59,03**	h	**54,82**	h	-7,14%	**62,07**	h	**57,63**	h	-7,14%	**419,35**	h	**389,40**	h
Arranque	**Tamponamento - Altura**	**2,20**	m	**1,70**	m	-22,73%	**2,20**	m	**1,70**	m	-22,73%	**2,20**	m	**1,70**	m	-22,73%				
	Densidade do tamponamento	2,20	g/cm3	2,20	g/cm3		2,50	g/cm3	2,50	g/cm3		2,50	g/cm3	2,50	g/cm3					
	Air Deck			**0,80**	m				**0,80**	m				**0,80**	m					
	Emulsão-Altura	**4,80**	m	**4,00**	m	-16,67%	**4,80**	m	**4,00**	m	-16,67%	**4,80**	m	**4,00**	m	-16,67%				
	Densidade do explosivo	1,15	g/cm3	1,15	g/cm3		1,15	g/cm3	1,15	g/cm3		1,15	g/cm3	1,15	g/cm3					
	VOD emulsão	5000,00	m/s	5000,00	m/s		5000,00	m/s	5000,00	m/s		5000,00	m/s	5000,00	m/s					
	Volume de coluna emulsão	**0,0610**	m3/furo	**0,0508**	m3	-16,67%	**0,0498**	m3/furo	**0,0415**	m3	-16,67%	**0,0498**	m3/furo	**0,0415**	m3	-16,67%				
	Volume tamponamento	**0,0279**	m3/furo	**0,0216**	m3	-22,73%	**0,0228**	m3/furo	**0,0176**	m3	-22,73%	**0,0228**	m3/furo	**0,0176**	m3	-22,73%				
	Carga de coluna (emul.)	**70,10**	kg/furo	**58,42**	kg/furo	-16,67%	**57,30**	kg/furo	**47,75**	kg/furo	-16,67%	**57,30**	kg/furo	**47,75**	kg/furo	-16,67%				
	Peso do tamponamento	**61,47**	kg/furo	**47,50**	kg/furo	-22,73%	**57,09**	kg/furo	**44,12**	kg/furo	-22,73%	**57,09**	kg/furo	**44,12**	kg/furo	-22,73%				
	Carga de explosivo por metro de furo	**10,01**	kg/m	**8,99**	kg/m	-10,26%	**8,19**	kg/m	**7,35**	kg/m	-10,26%	**8,19**	kg/m	**7,35**	kg/m	-10,26%				
	TOTAIS																			
	Quantidade de explosivo	**18086,83**	kg	**15072,36**	kg	-16,67%	**14496,29**	kg	**12080,24**	kg	-16,67%	**15241,16**	kg	**12700,97**	kg	-16,67%	**107104,56**	kg	**89253,80**	kg
	Quantidade de Tamponamento	**15858,74**	kg	**12254,48**	kg	-22,73%	**14443,77**	kg	**11161,10**	kg	-22,73%	**15185,94**	kg	**11734,59**	kg	-22,73%	**101343,64**	kg	**78310,99**	kg
	Consumo Especifico s/subfuração	**0,67**	kg/m3	**0,56**	kg/m3	-16,67%	**0,81**	kg/m3	**0,67**	kg/m3	-16,67%	**0,81**	kg/m3	**0,67**	kg/m3	-16,67%				
	Consumo Especifico c/subfuração	**0,58**	kg/m3	**0,52**	kg/m3	-10,26%	**0,69**	kg/m3	**0,62**	kg/m3	-10,26%	**0,69**	kg/m3	**0,62**	kg/m3	-10,26%				

5.5.1.2 ANÁLISE TÉCNICA DO COMPORTAMENTO DAS MODIFICAÇÕES TIPO I

Na Tabela 34 estão apresentados os valores comparativos dos Blocos desmontados de forma normal, no caso de procedermos às modificações propostas em 5.5.1.1 qual a variação que iríamos obter.

Através da Tabela 34 podemos verificar que a quantidade de **metros de perfuração** reduz 863,0 m na globalidade dos blocos apresentados. Se por exemplo, considerarmos os 7 blocos da produção mensal de uma mina, e tendo como valor aproximado a média de metros furados destes blocos (que perfaz uma media de metros de furação por bloco de 1726 m) pouparíamos por mês menos meio bloco de furação. Na globalidade de um ano com 12 meses conseguiríamos poupar praticamente um mês de furação ou seja 6 blocos.

Considerando a Modificação do Tipo I, no que respeita ao **volume com subfuração**, identificamos a poupança de 11996,70 m^3, no total dos 7 blocos. Este valor refere-se ao volume de subfuração que se consegue reduzir. Se considerarmos um valor médio de volume de subfuração por bloco 1713,81, e um consumo médio de 0,64 kg/m^3, pela forma convencional estaríamos a gastar a mais 1096,84 kg de explosivo por bloco apenas em subfuração.

A subfuração na prática é uma furação que se realiza nas pegas de fogo convencionais mas normalmente com uma profundidade excessiva, não tendo em conta o comportamento da geologia do terreno. Este volume é duplamente desmontado, ou seja está constantemente sujeito a duas pegas de fogo a que lhe antecede e a nova pega de fogo, isto obrigando a que se use duas vezes explosivo para o mesmo maciço.

Tabela 35 – Comparação entre os Blocos Normais vs. Modificações do Tipo I

	Modificações - Tipo I					
	Totais Blocos Normal		**Totais Blocos Alterados**		**Variação**	
	Valores	Unidades	Valores	Unidades	Valores	Unidades
Metros de furação	**12082,00**	m	**11219,00**	m	**863,00**	m
VP C/subfuração	**167953,73**	m3	**155957,04**	m3	**11996,70**	m3
Tempo Furação dos Blocos	**419,35**	h	**389,40**	h	**29,95**	h
Quantidade de explosivo	**107104,56**	kg	**89253,80**	kg	**17850,76**	kg

Com a modificação do tipo I é possível reduzir substancialmente o **tempo de furação dos blocos**. Neste caso para os sete casos apresentados, a redução de furação é de 29,95 horas, ou seja, para um mês de furação pouparíamos mais de um dia de trabalho útil, sem paragens. Seguindo a lógica das anteriores análises, num ano de trabalho pouparíamos 359,4 horas de furação efectiva.

A quantidade de explosivo neste caso é reduzida em 17850,76 kg. Ao longo de um ano a redução do consumo será em termos médios de 214209,12 kg. Este valor de explosivo

permite realizar aproximadamente dois meses de pegas de fogo. Este valor representa uma redução de aproximadamente **17%** do consumo anual de explosivo.

5.5.1.3 ANÁLISE ECONONÓMICA DO COMPORTAMENTO DAS MODIFICAÇÕES TIPO I

A análise dos custos de aplicação de *air-decks* é por si só tão importante como a avaliação do seu comportamento para os fins propostos. Este método como pode ser facilmente percepcionado nas Tabela 36, Tabela 37 e Tabela 38.

A redução dos metros de perfuração eliminando uma parte da perfuração permite reduzir no custo dos 7 Blocos, em €3.599. Este valor refere-se a uma estimativa apurada de custos directos associados ao processo de perfuração, incluindo por exemplo, o operador, consumíveis, e peças de desgaste entre outros.

A redução do consumo de explosivo está associado a dois fenómenos, o primeiro à redução dos metros de perfuração e o segundo à aplicação dos *air-decks*. Este valor para os 7 blocos, apresenta um valor de redução de €21.421.

Tabela 36 – Comparação de custos Tipo Normal vs. Modificação Tipo I

	Normal					Modificações - Tipo I						
	Preços unitários		Totais Blocos Normal		Preço Total (em euros)	Preços unitários		Totais Blocos Alterados		Preço Total (em euros)	Variação	Durante um Ano (variação)
	Val.	Uni.	Valores	Uni.	Val.	Val.	Uni.	Val.	Uni.	Val.	Val.	Val.
Custos de Perfuração/ m3	0,3	€/m3	**167954**	m3	50.386 €	0,3	€/m3	155957	m3	**46.787 €**	**3.599 €**	**43.188 €**
Custos de Explosivo	1,2	€	**107105**	kg	128.525 €	1,2	€	89254	kg	**107.105 €**	**21.421 €**	**257.051 €**

É importante referir que os 7 blocos neste caso teórico-prático correspondem à produção mensal de uma mina. Considerando esse facto, é interessante perceber qual o valor anual de redução nos respectivos custos de perfuração e de explosivos. De tal forma, que a redução anual é de €43.188 para a perfuração e de € 257.051, considerando as alterações do Tipo I.

Tabela 37 - Custo estimado do consumo de *Air-Decks*

Aplicação de Air-Decks			
nº de furos	Preço unitário Air-Decks	Preço Total	Custo Anual
1726	3,50 €	6.041,00 €	72.492,00 €

A aplicação dos *air-decks* tem um custo associado ao produto e à sua aplicação no terreno. O valor unitário apresentado é uma estimativa de um valor que, após algumas pesquisas, foi possível constatar o seu preço médio de mercado. No entanto este valor está sujeito à alteração da lei da procura e da oferta nomeadamente do mercado em que está inserido. A Tabela 38, apresenta o total de furos realizados nos 7 blocos, 1726, e os valores da tabela

representam o seu custo mensal, tendo por base o número de blocos. Nesta tabela demonstra-se uma estimativa anual do custo.

Tabela 38 – Resultado Económico da aplicação de *Air-Decks* ao fim de um ano de produção

			Modificação Tipo I	
			Air-Decks	Tipo I
	7 Blocos (Mensal)	Custo Anual	Custo Anual	Poupança Anual
Normal	178.911,59 €	2.146.939,09 €	72.492,00 €	227.747,05 €
Tipo I	153.891,67 €	1.846.700,05 €		

Se considerarmos que à produção anual corresponde um custo de €2.146.939,09 e que a poupança anual ronda os €227.747,05, podemos considerar que anualmente com a aplicação da modificação do Tipo I poupamos aproximadamente ao longo do ano **11%** dos custos globais de desmonte.

5.5.1.4 MODIFICAÇÃO DO TIPO II

As modificações apresentadas no "Tipo II" são as seguintes:

A subfuração é reduzida de 1 m para 0,5 m

A carga de coluna é reduzida de 4,8 m para 3,7 m

O tamponamento é reduzido de 2,2 m para 2,0 m

O *Air-Deck* apresenta um comprimento de 0,8 m

As modificações apresentadas na Fig. 80 são um a variação das modificações do tipo I. As alterações que destinguem o Tipo I do Tipo II são ao nivel da carga de coluna que é reduzida de 4,0 m para 3,7 m e o tamponamento aumentado de 1,7 m para 2,0 m. Por outro lado, mantem-se inalterada subfuração, e o comprimento do *air-deck*.

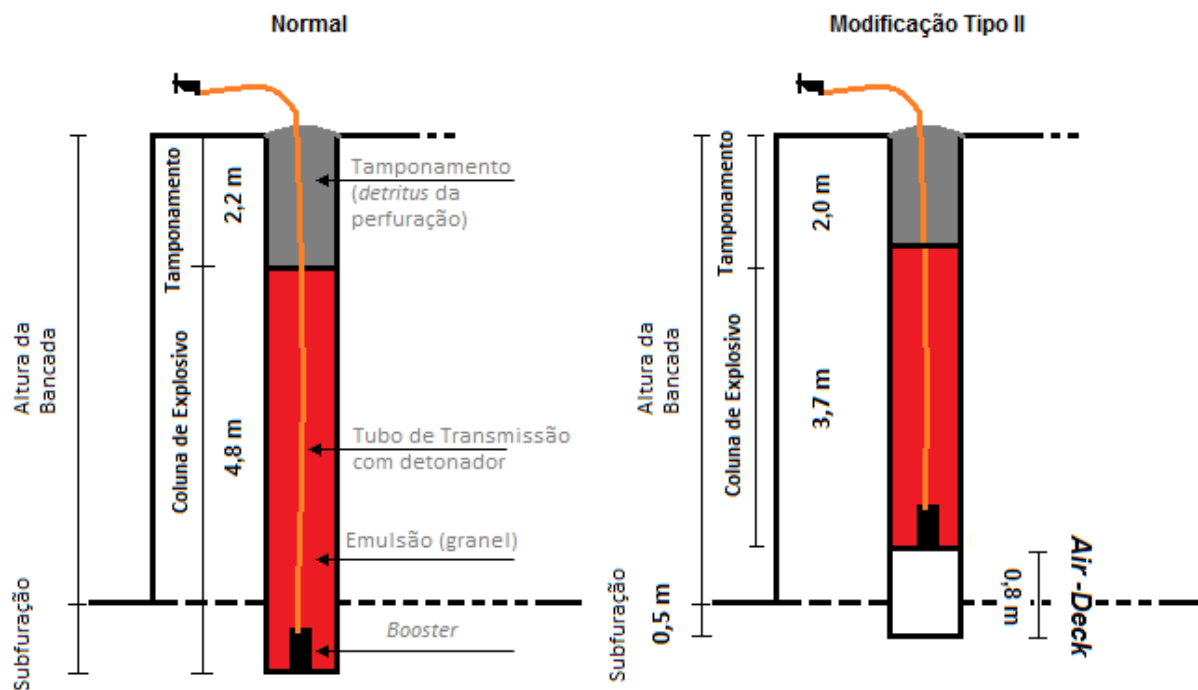



Fig. 80 – Esquema do carregamento Normal vs. Modificação Tipo II

As modificações do Tipo II são apresentadas na Tabela 39 onde é possivel comparar as variações que ocorrem entre o caso Normal e as modificações propostas no tipo II.

Tabela 39 - Comparação entre Normal e Alteração Tipo II

		Bloco I					Bloco II					Bloco III					Bloco IV				
		Normal		Alteração II		Variação	Normal		Alteração II		Variação	Normal		Alteração II		Variação	Normal		Alteração II		Variação
		Valores	Unidades	Valores	Unidades	%	Valores	Unidades	Valores	Unidades	%	Valores	Unidades	Valores	Unidades	%	Valores	Unidades	Valores	Unidades	%
Caracteristicas Geomecanicas	Densidade da rocha	2,20	g/cm3	2,20	g/cm3		2,50	g/cm3	2,50	g/cm3		2,50	g/cm3	2,50	g/cm3		2,20	g/cm3	2,20	g/cm3	
	JPO	20		20			30,00		30			30		30			20		20		
	JPS	20		20			50,00		50			50		50			20		20		
	RMD	50		50			50,00		50			50		50			50		50		
	RSI	6		6			7,00		7			7		7			6		6		
	SGI	5		5			12,50		13			13		13			5		5		
	Resistência à Compressão Simples	120	Mpa	120	Mpa		140,00	Mpa	140	Mpa		140	Mpa	140	Mpa		120	Mpa	120	Mpa	
	BI	50,5		50,5			74,75		74,75			74,75		74,75			50,5		50,5		
	CE (Kg ANFO/ton)	0,20		0,20			0,30		0,30			0,30		0,30			0,20		0,20		
	FE	0,76	MJ/ton	0,76	MJ/ton		1,12	MJ/ton	1,12	MJ/ton		1,12	MJ/ton	1,12	MJ/ton		0,76	MJ/ton	0,76	MJ/ton	
Perfuração	Nº de furos	203		203			272,00		272			294		294			180		180		
	Diâmetro	127,00	mm	127,00	mm		115,00	mm	115,00	mm		115,00	mm	115,00	mm		127,00	mm	127,00	mm	
	Secção do Diametro	0,0127	m2	0,0127	m2		0,01	m2	0,0104	m2		0,0104	m2	0,0104	m2		0,0127	m2	0,0127	m2	
	Altura	6,00	m	6,00	m		6,00	m	6,00	m		6,00	m	6,00	m		6,00	m	6,00	m	
	Subfuração	1,00	m	0,50	m	-50,00%	**1,00**	**m**	**0,50**	m	-50,00%	1,00	m	0,50	m	-50,00%	1,00	m	0,50	m	-50,00%
	Comprimento Total do furo	7,00	m	6,50			7,00	m	6,50	m		7,00	m	6,50	m		7,00	m	6,50	m	
	Metros de furação	1421,00	m	**1319,50**	m	-7,14%	**1904,00**	**m**	**1768,00**	m	-7,14%	2058,00	m	**1911,00**	m	-7,14%	**1260,00**	m	**1170,00**	m	-7,14%
	MP	17,39	m2/furo	17,39	m2		11,84	m2/furo	11,84	m2		11,84	m2/furo	11,84	m2		17,39	m2/furo	17,39	m2	
	Area Total	3530,17	m2	3530,17	m2		3220,48	m2	3220,48	m2		3480,96	m2	3480,96	m2		3130,20	m2	3130,20	m2	
	VP S/subfuração	21181,02	m3	21181,02	m3		19322,88	m3	19322,88	m3		20885,76	m3	20885,76	m3		18781,20	m3	18781,20	m3	
	VP C/subfuração	24711,19	m3	**22946,11**	m3	-7,14%	**22543,36**	**m3**	**20933,12**	m3	-7,14%	24366,72	m3	**22626,24**	m3	-7,14%	**21911,40**	m3	**20346,30**	m3	-7,14%
	TMP	27,00	m/h	27,00	m/h		30,00	m/h	30,00	m/h		30,00	m/h	30,00	m/h		27,00	m/h	27,00	m/h	
	TFB	52,63	h	**48,87**	h	-7,14%	**63,47**	**h**	**58,93**	h	-7,14%	68,60	h	**63,70**	h	-7,14%	**46,67**	h	**43,33**	h	-7,14%
Arranque	**Tamponamento - Altura**	2,20	m	**2,00**	m	-9,09%	**2,20**	**m**	**2,00**	m	-9,09%	2,20	m	**2,00**	m	-9,09%	**2,20**	m	**2,00**	m	-9,09%
	Densidade do tamponamento	2,20	g/cm3	2,20	g/cm3		2,50	g/cm3	2,50	g/cm3		2,50	g/cm3	2,50	g/cm3		2,20	g/cm3	2,20	g/cm3	
	Air Deck			**0,80**	m				**0,80**	m				**0,80**	m				**0,80**	m	
	Emulsão-Altura	4,80	m	**3,70**	m	-22,92%	**4,80**	**m**	**3,70**	m	-22,92%	4,80	m	**3,70**	m	-22,92%	**4,80**	m	**3,70**	m	-22,92%
	Densidade do explosivo	1,15	g/cm3	1,15	g/cm3		1,15	g/cm3	1,15	g/cm3		1,15	g/cm3	1,15	g/cm3		1,15	g/cm3	1,15	g/cm3	
	VOD emulsão	5000,00	m/s	5000,00	m/s		5000,00	m/s	5000,00	m/s		5000,00	m/s	5000,00	m/s		5000,00	m/s	5000,00	m/s	
	Volume de coluna emulsão	0,0610	m3/furo	**0,0470**	m3	-22,92%	**0,0498**	**m3/furo**	**0,0384**	m3	-22,92%	0,0498	m3/furo	**0,0384**	m3	-22,92%	**0,0610**	m3/furo	**0,0470**	m3	-22,92%
	Volume tamponamento	0,0279	m3/furo	**0,0254**	m3		**0,0228**	**m3/furo**	**0,0208**	m3	-9,09%	0,0228	m3/furo	**0,0208**	m3	-9,09%	**0,0279**	m3/furo	**0,0254**	m3	-9,09%
	Carga de coluna (emul.)	70,10	kg/furo	**54,04**	kg/furo		57,30	kg/furo	**44,17**	kg/furo	-22,92%	57,30	kg/furo	**44,17**	kg/furo	-22,92%	**70,10**	kg/furo	**54,04**	kg/furo	-22,92%
	Peso do tamponamento	61,47	kg/furo	**55,88**	kg/furo	-9,09%	57,09	kg/furo	**51,90**	kg/furo	-9,09%	57,09	kg/furo	**51,90**	kg/furo	-9,09%	**61,47**	kg/furo	**55,88**	kg/furo	-9,09%
	Carga de explosivo por metro de furo	10,01	kg/m	**8,31**	kg/m	-16,99%	**8,19**	**kg/m**	**6,79**	kg/m	-16,99%	8,19	kg/m	**6,79**	kg/m	-16,99%	**10,01**	kg/m	**8,31**	kg/m	-16,99%
	TOTAIS																				
	Quantidade de explosivo	14231,11	kg	**10969,82**	kg	-22,92%	15584,95	kg	**12013,40**	kg	-22,92%	16845,49	kg	**12985,07**	kg	-22,92%	**12618,72**	kg	**9726,93**	kg	-22,92%
	Quantidade de Tamponamento	12478,00	kg	**11343,64**	kg	-9,09%	**15528,48**	**kg**	**14116,80**	kg	-9,09%	16784,46	kg	**15258,60**	kg	-9,09%	**11064,24**	kg	**10058,40**	kg	-9,09%
	Consumo Especifico s/subfuração	0,67	kg/m3	**0,52**	kg/m3	-22,92%	**0,81**	**kg/m3**	**0,62**	kg/m3	-22,92%	0,81	kg/m3	**0,62**	kg/m3	-22,92%	**0,67**	kg/m3	**0,52**	kg/m3	-22,92%
	Consumo Especifico c/subfuração	0,58	kg/m3	**0,48**	kg/m3	-16,99%	**0,69**	**kg/m3**	**0,57**	kg/m3	-16,99%	0,69	kg/m3	**0,57**	kg/m3	-16,99%	**0,58**	kg/m3	**0,48**	kg/m3	-16,99%

		Bloco V					Bloco VI					Bloco VII					Totais Blocos Normal		Totais Blocos Alterados	
		Normal		Alteração II		Variação	Normal		Alteração II		Variação	Normal		Alteração II		Variação				
		Valores	Unidades	Valores	Unidades	%	Valores	Unidades	Valores	Unidades	%	Valores	Unidades	Valores	Unidades	%	Valores	Unidades	Valores	Unidades
Caracteristicas Geomecanicas	Densidade da rocha	2,20	g/cm3	2,20	g/cm3		2,50	g/cm3	2,50	g/cm3		2,50	g/cm3	2,50	g/cm3					
	JPO	20		20			30		30			30		30						
	JPS	20		20			50		50			50		50						
	RMD	50		50			50		50			50		50						
	RSI	6		6			7		7			7		7						
	SGI	5		5			13		13			13		13						
	Resistência à Compressão Simples	120	Mpa	120	Mpa		140	Mpa	140	Mpa		140	Mpa	140	Mpa					
	BI	50,5		50,5			74,75		74,75			74,75		74,75						
	CE (Kg ANFO/ton)	0,20		0,20			0,30		0,30			0,30		0,30						
	FE	0,76	MJ/ton	0,76	MJ/ton		1,12	MJ/ton	1,12	MJ/ton		1,12	MJ/ton	1,12	MJ/ton					
Perfuração	Nº de furos	258		258			253		253			266		266						
	Diâmetro	127,00	mm	127,00	mm		115,00	mm	115,00	mm		115,00	mm	115,00	mm					
	Secção do Diametro	0,0127	m2	0,0127	m2		0,0104	m2	0,0104	m2		0,0104	m3	0,0104	m2					
	Altura	6,00	m	6,00	m		6,00	m	6,00	m		6,00	m	6,00	m					
	Subfuração	1,00	m	0,50	m	-50,00%	1,00	m	0,50	m	-50,00%	1,00	m	0,50	m	-50,00%				
	Comprimento Total do furo	7,00	m	6,50	m		7,00	m	6,50	m		7,00	m	6,50	m					
	Metros de furação	**1806,00**	m	**1677,00**	m	-7,14%	**1771,00**	m	**1644,50**	m	-7,14%	**1862,00**	m	**1729,00**	m	-7,14%	**12082,00**	m	**11219,00**	m
	MP	17,39	m2/furo	17,39	m2		11,84	m2/furo	11,84	m2		11,84	m2/furo	11,84	m2					
	Area Total	4486,62	m2	4486,62	m2		2995,52	m2	2995,52	m2		3149,44	m2	3149,44	m2					
	VP S/subfuração	26919,72	m3	26919,72	m3		17973,12	m3	17973,12	m3		18896,64	m3	18896,64	m3					
	VP C/subfuração	**31406,34**	m3	**29163,03**	m3	-7,14%	**20968,64**	m3	**19470,88**	m3	-7,14%	**22046,08**	m3	**20471,36**	m3	-7,14%	**167953,73**	m3	**155957,04**	m3
	TMP	27,00	m/h	27,00	m/h		30,00	m/h	30,00	m/h		30,00	m/h	30,00	m/h					
	TFB	**66,89**	h	**62,11**	h	-7,14%	**59,03**	h	**54,82**	h	-7,14%	**62,07**	h	**57,63**	h	-7,14%	**419,35**	h	**389,40**	h
Arranque	**Tamponamento - Altura**	**2,20**	m	**2,00**	m	-9,09%	**2,20**	m	**2,00**	m	-9,09%	**2,20**	m	**2,00**	m	-9,09%				
	Densidade do tamponamento	2,20	g/cm3	2,20	g/cm3		2,50	g/cm3	2,50	g/cm3		2,50	g/cm3	2,50	g/cm3					
	Air Deck			**0,80**	m				**0,80**	m				**0,80**	m					
	Emulsão-Altura	**4,80**	m	**3,70**	m	-22,92%	**4,80**	m	**3,70**	m	-22,92%	**4,80**	m	**3,70**	m	-22,92%				
	Densidade do explosivo	1,15	g/cm3	1,15	g/cm3		1,15	g/cm3	1,15	g/cm3		1,15	g/cm3	1,15	g/cm3					
	VOD emulsão	5000,00	m/s	5000,00	m/s		5000,00	m/s	5000,00	m/s		5000,00	m/s	5000,00	m/s					
	Volume de coluna emulsão	**0,0610**	m3/furo	**0,0470**	m3	-22,92%	**0,0498**	m3/furo	**0,0384**	m3		**0,0498**	m3/furo	**0,0384**	m3					
	Volume tamponamento	**0,0279**	m3/furo	**0,0254**	m3	-9,09%	**0,0228**	m3/furo	**0,0208**	m3	-9,09%	**0,0228**	m3/furo	**0,0208**	m3	-9,09%				
	Carga de coluna (emul.)	**70,10**	kg/furo	**54,04**	kg/furo	-22,92%	**57,30**	kg/furo	**44,17**	kg/furo	-22,92%	**57,30**	kg/furo	**44,17**	kg/furo	-22,92%				
	Peso do tamponamento	**61,47**	kg/furo	**55,88**	kg/furo	-9,09%	**57,09**	kg/furo	**51,90**	kg/furo	-9,09%	**57,09**	kg/furo	**51,90**	kg/furo	-9,09%				
	Carga de explosivo por metro de furo	**10,01**	kg/m	**8,31**	kg/m	-16,99%	**8,19**	kg/m	**6,79**	kg/m		**8,19**	kg/m	**6,79**	kg/m					
	TOTAIS																			
	Quantidade de explosivo	**18086,83**	kg	**13941,93**	kg	-22,92%	**14496,29**	kg	**11174,23**	kg	-22,92%	**15241,16**	kg	**11748,40**	kg	-22,92%	**107104,56**	kg	**82559,77**	kg
	Quantidade de Tamponamento	**15858,74**	kg	**14417,04**	kg	-9,09%	**14443,77**	kg	**13130,70**	kg	-9,09%	**15185,94**	kg	**13805,40**	kg	-9,09%	**101343,64**	kg	**92130,58**	kg
	Consumo Especifico s/subfuração	**0,67**	kg/m3	**0,52**	kg/m3	-22,92%	**0,81**	kg/m3	**0,62**	kg/m3	-22,92%	**0,81**	kg/m3	**0,62**	kg/m3	-22,92%				
	Consumo Especifico c/subfuração	**0,58**	kg/m3	**0,48**	kg/m3	-16,99%	**0,69**	kg/m3	**0,57**	kg/m3	-16,99%	**0,69**	kg/m3	**0,57**	kg/m3	-16,99%				

5.5.1.5 ANÁLISE TÉCNICA DO COMPORTAMENTO DAS MODIFICAÇÕES TIPO II

O comportamento das modificações do Tipo II é globalmente semelhante as modificações do Tipo I. No entanto, devido às alterações dos parâmetros de carregamento, pode ser verificado na Tabela 40 uma redução do consumo de explosivo para 82559,77 kg. Esta redução traduz-se numa redução comparativamente aos Blocos Normais de 24544,8 kg, para um mês de consumo de explosivo.

Esta redução deve-se ao facto se submeter ao aumento do tamponamento para 2,0 m contrapondo-se na Modificação do Tipo I aos 1,7 m de tamponamento.

Tabela 40 – Comparação entre os Blocos Normais vs. Modificações do Tipo II

	Modificações - Tipo II					
	Totais Blocos Normal		**Totais Blocos Alterados**		**Variação**	
	Valores	Unidades	Valores	Unidades	Valores	Unidades
Metros de furação	**12082**	m	**11219**	m	**863**	m
VP C/subfuração	**167953,7**	m^3	**155957**	m^3	**11996,7**	m^3
Tempo Furação dos Blocos	**419,35**	h	**389,4**	h	**29,95**	h
Quantidade de explosivo	**107104,6**	Kg	**82559,77**	**kg**	**24544,8**	kg

Na modificação do Tipo II não se alterou a profundidade do furo, mantendo o valor nos 6,5 metros dos quais 0,5 são de subfuração. Este meio metro de subfuração à semelhança do que se realizou no primeiro tipo visa garantir que a iniciação da detonação se dá o mais próximo da interface, permitindo aproveitar da melhor forma a geologia.

O tipo I e o tipo II do ponto de vista da perfuração não estão obrigados a grandes exigências operativas, porque o potencial erro de perfuração é colmatado pela verticalidade do mesmo e pelo meio metro de perfuração. Apesar de os actuais equipamentos de perfuração permitirem contabilizar ao milímetro a distância de perfuração, não garantem a total verticalidade do furo, ocorrendo os desvios por ineficiência operativa ou por comportamento *in-situ* do maciço.

Concluindo, esta modificação mantém um comportamento semelhante ao tipo I com a mais-valia de ao longo de um ano de trabalho de desmonte conseguir poupar um valor aproximado de 24544,8 kg por mês, ou seja, 294537,6 kg num ano. Esta poupança equivale a aproximadamente 3 meses de consumo de explosivo.

5.5.1.6 ANÁLISE ECONÓMICA DO COMPORTAMENTO DAS MODIFICAÇÕES TIPO II

As modificações do Tipo II, no que respeita ao seu comportamento económico podem ser facilmente visualizadas nas Tabela 41,Tabela 42 e Tabela 43.

A variação proposta pela modificação tipo II difere do tipo I, como foi referido em 5.5.1.5 apenas no consumo de explosivo. O valor de variação mensal relativo ao custo de explosivo

aumenta relativamente ao tipo I para €29454, ou seja, poupamos mais €8033 o que significa que se estimarmos este valor para um ano de produção e optarmos pelo tipo II conseguimos obter menos €93396.

Tabela 41 – Comparação de custos Tipo Normal vs. Modificação Tipo II

	Normal					Modificações - Tipo II						
	Preços unitários		Totais Blocos Normal		Preço Total (em euros)	Preços unitários		Totais Blocos Alterados		Preço Total (em euros)	Variação	Durante um Ano (variação)
	Val.	Uni.	Val.	Uni.	Val.	Val.	Uni.	Val.	Uni.	Val.	Val.	Val.
Custos de Perfuração/ m3	0,3	€/m3	167954	m3	**50.386 €**	0,3	€/m3	155957,04	m3	**46.787 €**	**3.599 €**	**43.188 €**
Custos de Explosivo	1,2	€	107105	kg	**128.525 €**	1,2	€	82559,77	kg	**99.072 €**	**29.454 €**	**353.445 €**

Na Tabela 42 está apresentado o valor unitário dos *air-decks*, este valor inclui a sua aplicação e formação às equipas de fogo para a sua aplicação.

Nesta tese não foi tema de reflexão o custo associado ao tempo de carregamento das pegas de fogo, devido à sua complexidade, e ao facto de não se enquadrar no objecto do trabalho. No entanto a aplicação dos *air-decks* reduz consideravelmente o tempo de carregamento que pode ser estimado em 25%. Esta variação é valida para carregamentos em que estamos a aplicar emulsão injectável por camião, e para *air-decks* de fundo ou de topo, visto que, para aplicações a meio, torna o processo mais lento e de mais difícil aplicação.

Tabela 42 - Custo estimado do consumo de *Air-Decks*

Aplicação de Air-Decks			
nº de furos	Preço unitário Air-Decks	Preço Total	Custo Anual
1726	3,50 €	6.041,00 €	72.492,00 €

Tabela 43 – Resultado Económico da aplicação de *Air-Decks* ao fim de um ano de produção

			Modificação Tipo II	
			Air-Decks	Tipo II
	7 Blocos (Mensal)	Custo Anual	Custo Anual	Poupança Anual
Normal	178.911,59 €	2.146.939,09 €	72.492,00 €	324.141,15 €
Tipo II	145.858,83 €	1.750.305,94 €		

Se considerarmos que a produção mensal corresponde a um custo de €2.146.939,09 e que a poupança anual ronda os €324.141,15 obtemos uma redução de custos anuais de **12%**.

5.5.1.7 MODIFICAÇÃO DO TIPO III

As modificações apresentadas no “Tipo III” são as seguintes:

A subfuração é anulada

A carga de coluna é reduzida de 4,8 m para 3,5 m

O tamponamento é reduzido de 2,2 m para 1,7 m

O *Air-Deck* apresenta um comprimento de 0,8 m

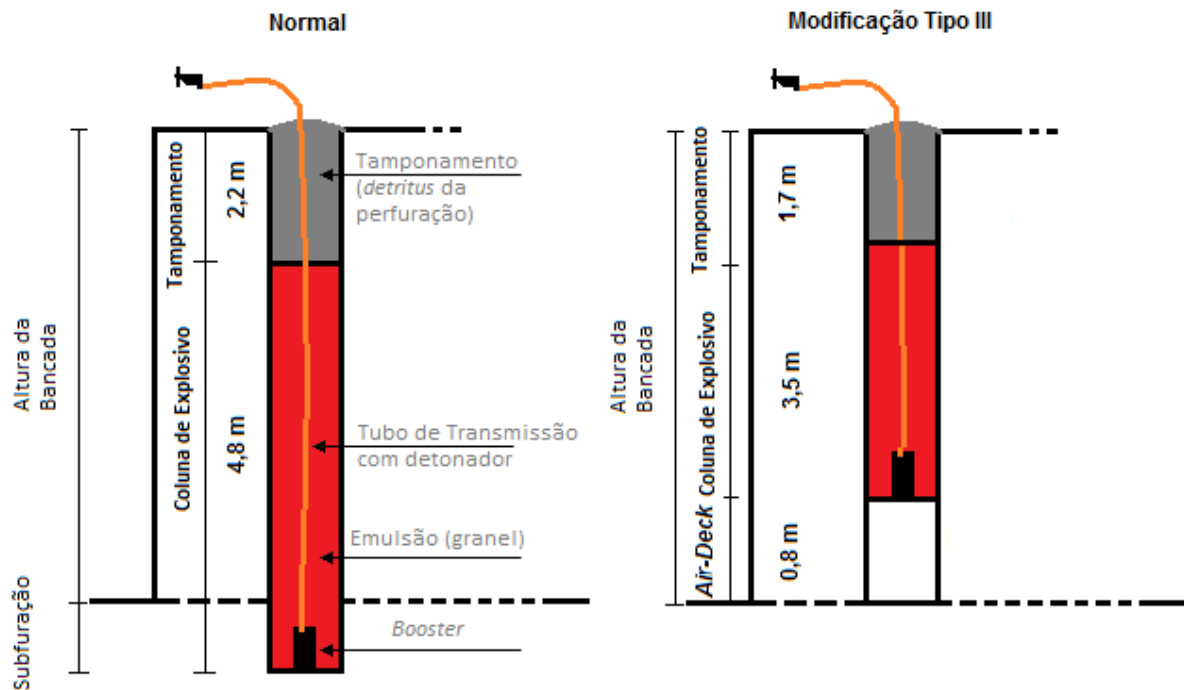



Tabela 44 - Comparação entre Normal e Alteração Tipo III

		Bloco I					Bloco IV					Bloco V					Totais Blocos		Totais Blocos	
		Normal		Alteração III		Variação	Normal		Alteração III		Variação	Normal		Alteração III		Variação	Normal		Alterados	
		Valores	Unidades	Valores	Unidades	%	Valores	Unidades	Valores	Unidades	%	Valores	Unidades	Valores	Unidades	%	Valores	Unidades	Valores	Unidades
Caracteristicas Geomecanicas	Densidade da rocha	2,20	g/cm3	2,20	g/cm3		2,20	g/cm3	2,20	g/cm3		2,20	g/cm3	2,20	g/cm3					
	JPO	20		20			20		20			20		20						
	JPS	20		20			20		20			20		20						
	RMD	50		50			50		50			50		50						
	RSI	6		6			6		6			6		6						
	SGI	5		5			5		5			5		5						
	Resistência à Compressão Simples	120	Mpa	120	Mpa		120	Mpa	120	Mpa		120	Mpa	120	Mpa					
	BI	50,5		50,5			50,5		50,5			50,5		50,5						
	CE (Kg ANFO/ton)	0,20		0,20			0,20		0,20			0,20		0,20						
	FE	0,76	MJ/ton	0,76	MJ/ton		0,76	MJ/ton	0,76	MJ/ton		0,76	MJ/ton	0,76	MJ/ton					
Perfuração	Nº de furos	203		203			180		180			258		258						
	Diâmetro	127,00	mm	127,00	mm		127,00	mm	127,00	mm		127,00	mm	127,00	mm					
	Secção do Diametro	0,0127	m2	0,0127	m2		0,0127	m2	0,0127	m2		0,0127	m2	0,0127	m2					
	Altura	6,00	m	6,00	m		6,00	m	6,00	m		6,00	m	6,00	m					
	Subfuração	1,00	m	0,00	m	-100,00%	1,00	m	0,00	m	-100,00%	1,00	m	0,00	m	-100,00%				
	Comprimento Total do furo	7,00	m	6,00			7,00	m	6,00	m		7,00	m	6,00	m					
	Metros de furação	1421,00	m	**1218,00**	m	-14,29%	**1260,00**	m	**1080,00**	m	-14,29%	**1806,00**	m	**1548,00**	m	-14,29%	**4487,00**	m	**3846,00**	m
	MP	17,39	m2/furo	17,39	m2		17,39	m2/furo	17,39	m2		17,39	m2/furo	17,39	m2					
	Area Total	3530,17	m2	3530,17	m2		3130,20	m2	3130,20	m2		4486,62	m2	4486,62	m2					
	VP S/subfuração	21181,02	m3	21181,02	m3		18781,20	m3	18781,20	m3		26919,72	m3	26919,72	m3					
	VP C/subfuração	24711,19	m3	**21181,02**	m3	-14,29%	**21911,40**	m3	**18781,20**	m3	-14,29%	**31406,34**	m3	**26919,72**	m3	-14,29%	**78028,93**	m3	**66881,94**	m3
	TMP	27,00	m/h	27,00	m/h		27,00	m/h	27,00	m/h		27,00	m/h	27,00	m/h					
	TFB	52,63	h	**45,11**	h	-14,29%	**46,67**	h	**40,00**	h	-14,29%	**66,89**	h	**57,33**	h	-14,29%	**166,19**	h	**142,44**	h
Arranque	**Tamponamento - Altura**	2,20	m	**1,70**	m	-22,73%	**2,20**	m	**1,70**	m	-22,73%	**2,20**	m	**1,70**	m	-22,73%				
	Densidade do tamponamento	2,20	g/cm3	2,20	g/cm3		2,20	g/cm3	2,20	g/cm3		2,20	g/cm3	2,20	g/cm3					
	Air Deck			**0,80**	m				**0,80**	m				**0,80**	m					
	Emulsão-Altura	4,80	m	**3,50**	m	-27,08%	**4,80**	m	**3,50**	m	-27,08%	**4,80**	m	**3,50**	m	-27,08%				
	Densidade do explosivo	1,15	g/cm3	1,15	g/cm3		1,15	g/cm3	1,15	g/cm3		1,15	g/cm3	1,15	g/cm3					
	VOD emulsão	5000,00	m/s	5000,00	m/s		5000,00	m/s	5000,00	m/s		5000,00	m/s	5000,00	m/s					
	Volume de coluna emulsão	0,0610	m3/furo	**0,0445**	m3	-27,08%	**0,0610**	m3/furo	**0,0445**	m3	-27,08%	**0,0610**	m3/furo	**0,0445**	m3	-27,08%				
	Volume tamponamento	0,0279	m3/furo	**0,0216**	m3		**0,0279**	m3/furo	**0,0216**	m3		**0,0279**	m3/furo	**0,0216**	m3					
	Carga de coluna (emul.)	70,10	kg/furo	**51,12**	kg/furo		**70,10**	kg/furo	**51,12**	kg/furo		**70,10**	kg/furo	**51,12**	kg/furo					
	Peso do tamponamento	61,47	kg/furo	**47,50**	kg/furo	-22,73%	**61,47**	kg/furo	**47,50**	kg/furo	-22,73%	**61,47**	kg/furo	**47,50**	kg/furo	-22,73%				
	Carga de explosivo por metro de furo	10,01	kg/m	**8,52**	kg/m	-14,93%	**10,01**	kg/m	**8,52**	kg/m	-14,93%	**10,01**	kg/m	**8,52**	kg/m	-14,93%				
	TOTAIS																			
	Quantidade de explosivo	14231,11	kg	**10376,85**	kg	-27,08%	**12618,72**	kg	**9201,15**	kg	-27,08%	**18086,83**	kg	**13188,32**	kg	-27,08%	**44936,66**	kg	32766,32	kg
	Quantidade de Tamponamento	12478,00	kg	**9642,09**	kg	-22,73%	**11064,24**	kg	**8549,64**	kg	-22,73%	**15858,74**	kg	**12254,48**	kg	-22,73%	**39400,99**	kg	30446,22	kg
	Consumo Especifico s/subfuração	0,67	kg/m3	**0,49**	kg/m3	-27,08%	**0,67**	kg/m3	**0,49**	kg/m3	-27,08%	**0,67**	kg/m3	**0,49**	kg/m3	-27,08%				
	Consumo Especifico c/subfuração	0,58	kg/m3	**0,49**	kg/m3	-14,93%	**0,58**	kg/m3	**0,49**	kg/m3	-14,93%	**0,58**	kg/m3	**0,49**	kg/m3	-14,93%				

5.5.1.8 ANÁLISE TÉCNICA DO COMPORTAMENTO DAS MODIFICAÇÕES TIPO III

As modificações propostas no tipo III, referem-se aos blocos que apresentam apenas diâmetros de perfuração igual a 127 mm.

Posto isto, apenas 3 dos 7 blocos apresentam esta característica. O motivo pelo qual só foram submetidos à modificação do tipo III os blocos I, IV e V deve-se ao facto, de considerar que a alteração proposta dos parâmetros de carregamento e de furação é adquada a estes blocos, de acordo com as suas características geologias.

Na Tabela 44 apresentam-se os valores que permitem comparar o comportamento dos blocos I, IV, e V na situação normal e com a proposta de modificações do tipo III.

Os 3 blocos representam a produção mensal de blocos com diâmetros de perfuração de 127 mm, ou seja, corresponde à quantidade de blocos com as características geológicas deste tipo.

Tabela 45 – Comparação entre os Blocos Normais vs. Modificações do Tipo III

	Modificações - Tipo III					
	Totais Blocos Normal		**Totais Blocos Alterados**		**Variação**	
	Valores	Unidades	Valores	Unidades	Valores	Unidades
Metros de furação	**4487,00**	M	**3846,00**	m	**641**	m
Volume de Perfuração	**78028,93**	m^3	**66881,94**	m^3	**11146,99**	m^3
Tempo Furação dos Blocos	**166,19**	H	**142,44**	h	**23,74**	h
Quantidade de explosivo	**44936,66**	Kg	**32766,32**	kg	**12170,35**	kg

De acordo com o que foi proposto nas modificações do tipo III está apresenta a eliminação da subfuração. Como anteriormente foi referido, ao eliminar a sub-furação necessitamos de um maior rigor no que respeita à perfuração, ou seja, do ponto de vista operativo é importante referir que, para executarmos furação que intercepte a interface geológica, os equipamentos de perfuração têm que permitir analisar pelo menos a profundidade de perfuração ao centímetro. Por outro lado, os operadores têm que possuir experiência suficiente para “sentir” a mudança de geologia.

Ao eliminarmos a subfuração, estamos a reduzir a quantidade metros de furação mensalmente, de acordo com os dados da tabela 641 m. Se tomarmos este valor com uma média anual, a redução de metros por ano atinge valores na ordem dos 7692 metros. Se cada bloco tiver um valor aproximado de 1000 metros de furação podemos mais 7 blocos por ano. Do ponto de vista da produção estes valores são muito importantes porque a etapa da perfuração e do desmonte é a primeira etapa produtiva de uma exploração e quanto maior for o avanço relativamente as etapas que lhe sucedem maior será a capacidade de resposta. Convém alertar para o facto que a perfuração é uma etapa que necessita sempre que possível andar avançada relativamente às que lhe sucedem, como pode ser visto em 5.2.

Considerando a Modificação do Tipo III, identificamos uma redução do volume de perfuração na ordem dos 11146,99 m^3, anualmente representa um valor aproximado de menos 133763,88 m^3 que não é furado nem carregado duas vezes. A mesma situação mencionada na modificação tipo I.

A redução dos metros de perfuração e por consequência do volume de material que se desmonta em duplicado, traduz-se numa redução de tempo muito significativa.

Para os três blocos obteríamos uma redução de furação de 23,74 horas, ou seja, para um mês de furação pouparíamos mais de um dia de trabalho útil, sem paragens. Ao longo de um ano de trabalho pouparíamos 359,4 horas de furação efectiva.

A quantidade de explosivo neste caso é reduzida em 12170,35 kg. Ao longo de um ano a redução do consumo será em termos médios de 146044,2kg.

5.5.1.9 ANÁLISE ECONÓMICA DO COMPORTAMENTO DAS MODIFICAÇÕES TIPO III

A análise dos custos com a aplicação de aplicação de *air-decks* está presente nas Tabela 46,Tabela 47e Tabela 48.

Para os três blocos em discussão a poupança anual respectiva à perfuração é de € 40.129 que é justificada pela eliminação total da subfuração.

Tabela 46 – Comparação de custos Tipo Normal vs. Modificação Tipo III

	Normal					Modificações - Tipo III						
	Preços unitários		Totais Blocos Normal		Preço Total (em euros)	Preços unitários		Totais Blocos Alterados		Preço Total (em euros)	Variação	Durante um Ano (variação)
	Val.	Uni.	Val.	Uni.	Val.	Val.	Uni.	Val.	Uni.	Val.	Val.	Val.
Custos de Perfuração/ m3	0,3	€/m3	78028,93	m3	23.409 €	0,3	€/m3	66881,94	m3	20.065 €	3.344 €	40.129 €
Custos de Explosivo	1,2	€	44936,66	kg	53.924 €	1,2	€	32766,32	kg	39.320 €	14.604 €	175.253 €

Os custos de explosivo apresentam um valor de €175.253. Este valor é justificado pelo ajuste dos parâmetros as necessidades do desmonte, à aplicação do *air-deck* e também à redução dos metros furados.

Tabela 47 - Custo estimado do consumo de *Air-Decks*

Aplicação de Air-Decks			
nº de furos	Preço unitário	Preço Total	Custo Anual
641	3,50 €	2.243,50 €	26.922,00 €

A aplicação dos *air-decks* tem um custo associado ao produto e à sua aplicação no terreno. O valor unitário apresentado é uma estimativa. No entanto este valor está sujeito à alteração da lei da procura e da oferta nomeadamente do mercado em que está inserido. A Tabela 48

apresenta o custo para os 3 blocos, respectivamente 641 furos, com um custo global de € 26.922,00.

Tabela 48 – Resultado Económico da aplicação de *Air-Decks* ao fim de um ano de produção

			Modificação Tipo III	
			Air-Decks	Tipo III
	3 Blocos (Mensal)	Custo Anual	Custo Anual	Poupança Anual
Normal	77.332,68 €	927.992,11 €	26.922,00 €	188.460,15 €
Tipo III	59.384,16 €	712.609,96 €		

Se considerarmos que a produção mensal corresponde a um custo de €77.332,68 e que anualmente temos um custo de desmonte de €927.992,11, apenas nos blocos de 127 mm de diâmetro, a poupança anual ronda os €188.460,15.

Com a aplicação da modificação do Tipo III poupamos aproximadamente ao longo do ano **20%** dos custos globais de desmonte.

5.5.2 2ª FASE DE MODIFICAÇÕES

A 2ª fase de modificação pretende dar a conhecer outro tipo de alterações que são possíveis de realizar para melhorar a eficiência do processo de desmonte, mas de carácter qualitativo. Estas alterações visam apenas determinado tipo de blocos que possibilitam as alterações propostas.

5.5.2.1 MODIFICAÇÃO BLOCO III

O bloco III apresenta uma configuração de teores que permite realizar algumas alterações no que respeita à configuração do diagrama de fogo.

Deste modo e visualizando o bloco III podemos perceber que este apenas apresenta dois teores: alto teor e ganga.

Neste bloco é possível realizar uma pega de fogo em duas fases: uma primeira pega com o objectivo de remover o material que se encontra limitado pela linha cor-de-rosa (alto teor), e após a remoção do material – alto teor – uma segunda pega de fogo mais “grosseira” para o material que vai directamente para a escombreira.

A segunda pega de fogo pode ser realizada carregando apenas de dois em dois furos, visto que a furação total tem que ser obrigatoriamente realizada para se averiguar *in-situ* qual o teor real do bloco.

Ao procedermos a este processo de carregamento, vamos obter níveis de fragmentação muito baixos. No entanto, como este material é estéril e não tem um valor intrínseco isso torna-se numa mais-valia económica bastante acentuada.

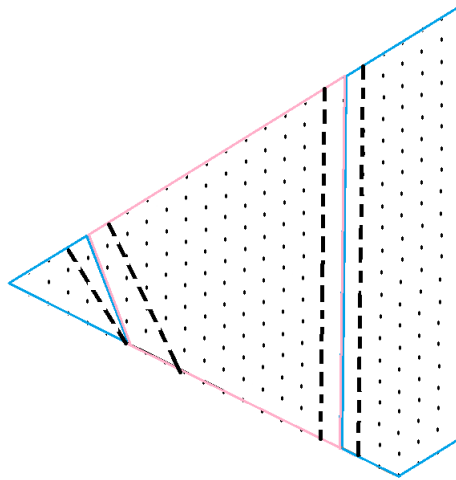



Fig. 81 – Bloco III – as linhas a tracejado correspondem ao limite após pega de fogo da zona que fica misturada com ganga e alto teor.

Inclusivamente este material, como é estéril, pode ser aproveitado para realizar acessos, rampas e enchimento, ou seja, material que está dentro da própria exploração pode servir de material inerte. A utilização deste material de acordo com esta proposta reduz custos e tempo no sistema de carga e transporte

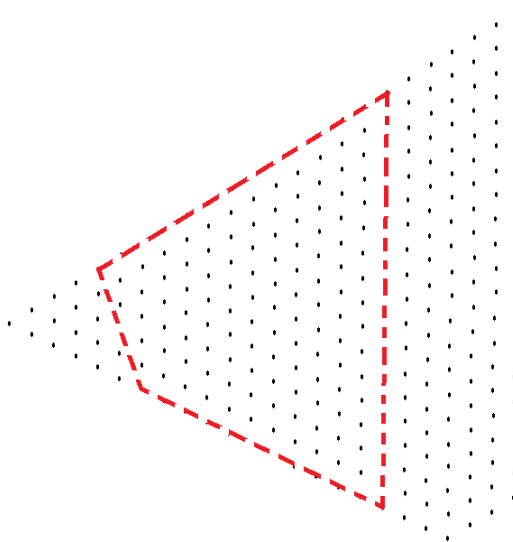



Fig. 82 – Bloco III – zona de carregamento convencional de explosivo

5.5.2.2 MODIFICAÇÃO BLOCO VII

O bloco VII apresenta três tipos de teores: ganga, médio teor, e alto teor. Este bloco comparativamente com o bloco III é um bloco mais pobre, no entanto devido à sua distribuição de teores, é possível também realizar alterações na configuração do diagrama de fogo.

Neste bloco podem-se realizar duas pegas de fogo, uma relativa ao material de médio teor e outra relativa ao material de alto teor, permanecendo intacta a ganga.

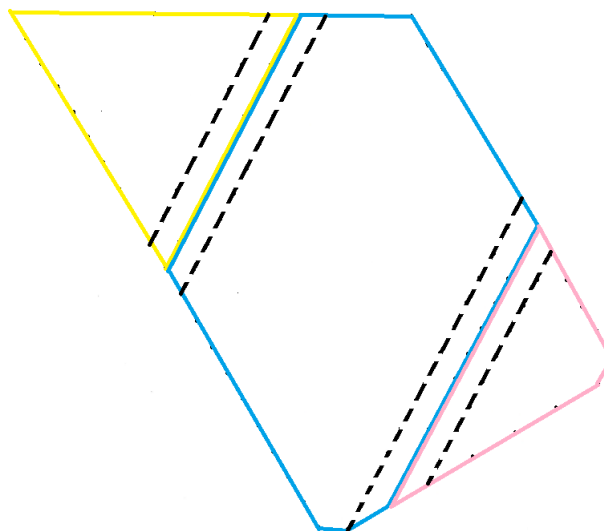



Fig. 83 Bloco VII – as linhas a tracejado correspondem aos limites após pega de fogo das zonas de mistura de teores.

Uma desvantagem neste tipo de sequência de pegas de fogo encontra-se na zona de delimitação de teores, que inevitavelmente ficam misturados, mas certamente será menor a mistura do que se a pega de fogo for realizada na totalidade do bloco.

O objectivo é manter o material do tipo ganga intacto para ser apenas desmontado e removido quando for necessária a sua utilização para enchimento na execução de acessibilidades.

Por vezes, torna-se pouco “prática” a sua realização porque obriga inevitavelmente ao aumento de um maior número de pegas de fogo e por consequência a um maior tempo.

No entanto se procedermos à **primeira fase de modificações** conseguimos reduzir o tempo global de Desmonte, permitindo desta forma sujeitar este tipo de blocos à **segunda fase de modificações**.

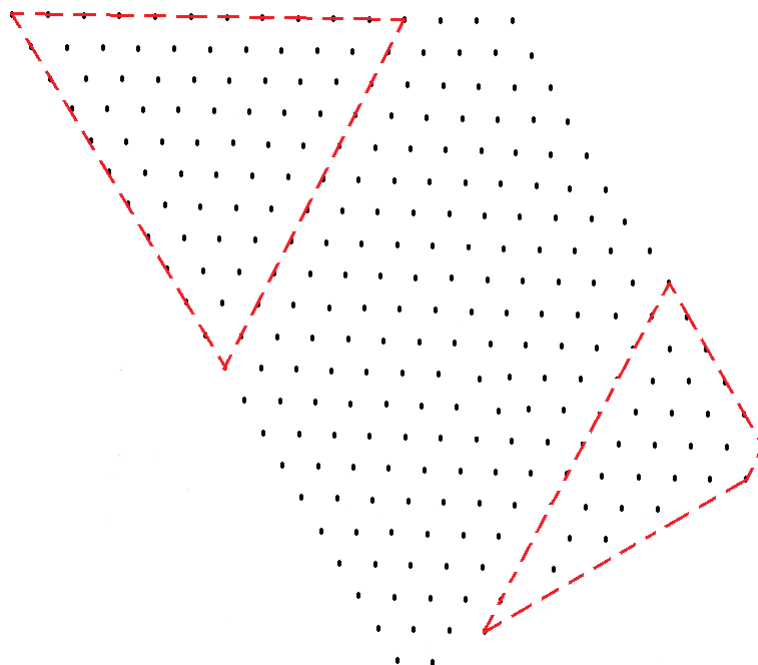



Fig. 84 – Bloco VII – a tracejado vermelho as duas pegas de fogo a realizar.

Na Fig. 84 é possível identificar as áreas de material com substância útil para introduzir na lavaria. Este procedimento, no que respeita à etapa de carga e transporte, evita erros no carregamento do material. Na prática mineira é frequente o erro no carregamento de material, nomeadamente em explorações a céu aberto, esta modificação evita o erro, na medida em que claramente existe uma substância útil que se encontra desmontada e outra que está no seu estado natural. Esta modificação permite aumentar a eficiência do processo na sua globalidade.

As modificações propostas devem ser sujeitas a uma rigorosa análise quantitativa. Isto porque este tipo de modificações altera em grande parte o funcionamento operacional numa exploração a céu aberto e por esse motivo a sua fundamentação deve ser ponderada e numericamente verificada.

6

Conclusões

Ao longo deste trabalho foram apresentadas propostas e sugestões que visam a melhoria significativa de todo o processo de desmonte, desde a perfuração ao carregamento, culminado na análise do comportamento dos efeitos dos parâmetros do diagrama de fogo.

Foram apresentados sete blocos que representam a realidade de uma exploração mineira a céu aberto que, como consequência, foram o objecto de estudo que serviram de base ao trabalho realizado.

Este trabalho pretende demonstrar que a optimização de um processo de desmonte pode ser efectuada através de técnicas inovadoras, como a aplicação de air-decks; e permite perceber, na sua globalidade, que as modificações propostas têm potencial para ser aplicadas, quer do ponto de vista técnico como económico.

As modificações propostas podem ser experimentadas na maioria das explorações que apresentam características estruturais semelhantes, independentemente da substância útil.

Desta forma, as vantagens em que se podem traduzir estão relacionadas com o aumento da capacidade produtiva, nomeadamente no que respeita ao tempo despendido, aos volumes que podem ser incrementados, ao rendimento da instalação de tratamento e, por fim, à redução de custos directos e indirectos.

O objectivo deste trabalho é demonstrar que é possível preservar os teores que se encontram em cada bloco, independentemente da sua distribuição, diminuindo consideravelmente a mistura de teores.

Concluindo, é intenção deste trabalho sensibilizar para um objectivo fundamental: a necessidade de as explorações mineiras procurarem constantemente produzir mais, com a maior eficiência e qualidade, e ao menor custo possível.

7

Trabalhos Futuros

O trabalho desenvolvido permite, do meu ponto de vista, desenvolver duas áreas de estudo relacionadas com o processo de Desmonte.

Ao longo das últimas duas décadas têm se desenvolvido projectos de optimização na área do desmonte de rocha. Estes projectos visam a optimização, principalmente na melhoria das fragmentações, na redução do tempo global do desmonte e na capacidade de reduzir custos.

No meu entender, as duas principais áreas de investigação encontram-se divididas entre o desenvolvimento de produtos que permitam aumentar rendimentos reduzindo custos e entre o desenvolvimento de técnicas que reduzam o tempo de execução das tarefas. Estas duas áreas têm como objectivo comum tornar possível às explorações produzir ao menor custo, ou seja, torná-las sustentáveis.

É com este objectivo que, após a realização deste trabalho e apresentando algumas das mais-valias da aplicação de *air-decks* no desmonte de rocha, sugiro a criação/desenvolvimento de um produto que potencie o conceito *air-deck*. Este produto deverá ser sujeito à análise do seu comportamento no terreno com o objectivo de ser comprovado a sua real mais-valia.

A metodologia de pré-corte entre faces de blocos de teores diferentes pode ser objecto de estudo para reduzir a mistura de teores durante o processo de desmonte. Este método pode apresentar mais-valias consideráveis no que respeita a todo o processo de exploração, assim como, na lavaria.

Outro dos esforços que podem ser investidos nesta área, e relacionado com este trabalho, é a modelização de um desmonte *in-situ*. A modelização de um desmonte não é mais do que desenvolver uma ferramenta informática que permita, após furação a monitorização dos furos com sondas, a simulação a 3D de um diagrama de fogo durante o processo de detonação. As sondas permitem identificar as estruturas geológicas dos maciços, a

orientação e direcção real do furo, o afastamento e espaçamento real do furo, entre outros. Com o suporte de uma ferramenta informática, seja possível prever o comportamento sísmico da detonação, o efeito de projecções e a disposição da pilha de material após desmonte. A configuração final da pilha de material é muito importante, quando se trata de minas com este tipo de geologia e com este tipo de exploração.

ANEXOS

Tabela 49 - Bloco III – sequência de retardos de superfície de cada furo

Bloco III	Sequência do Diagrama de Fogo																																
									472	514	556	598	640	682	724	766																	
								413	455	497	539	581	623	665	707	749		791	833														
							354	396	438	480	522	564	606	648	690	732		774	816	858	900												
						295	337	379	421	463	505	547	589	631	673	715		757	799	841	883	925	967										
					236	278	320	362	404	446	488	530	572	614	656	698		740	782	824	866	908	950	992	1034								
				177	219	261	303	345	387	429	471	513	555	597	639	681		723	765	807	849	891	933	975	1017	1059	1101						
			118	160	202	244	286	328	370	412	454	496	538	580	622	664		706	748	790	832	874	916	958	1000	1042	1084	1126	1168				
		59	101	143	185	227	269	311	353	395	437	479	521	563	605	647		689	731	773	815	857	899	941	983	1025	1067	1109	1151	1193	1235		
		0	42	84	126	168	210	252	294	336	378	420	462	504	546	588	630	672	714	756	798	840	882	924	966	1008	1050	1092	1134	1176	1218	1260	1302
		59	101	143	185	227	269	311	353	395	437	479	521	563	605	647																	
			118	160	202	244	286	328	370	412	454	496	538	580	622	664																	
				177	219	261	303	345	387	429	471	513	555	597	639	681																	
					236	278	320	362	404	446	488	530	572	614	656	698																	
						295	337	379	421	463	505	547	589	631	673	715																	
							354	396	438	480	522	564	606	648	690	732																	
								413	455	497	539	581	623	665	707	749																	
									472	514	556	598	640	682	724	766																	
										531	573	615	657	699	741	783																	
											590	632	674	716	758	800																	
												649	691	733	775	817																	
													708	750	792	834																	

Tabela 50 – Bloco V – sequência de retardos de superfície de cada furo do bloco

Bloco V	Sequência do Diagrama de Fogo																									
												649		708	767											
											590	632		691	750											
										531	573	615		674	733											
									472	514	556	598		657	716											
								413	455	497	539	581		640	699											
							354	396	438	480	522	564		623	682											
						295	337	379	421	463	505	547		606	665											
					236	278	320	362	404	446	488	530		589	648											
				177	219	261	303	345	387	429	471	513		572	631											
			118	160	202	244	286	328	370	412	454	496		555	614											
		59	101	143	185	227	269	311	353	395	437	479		538	597											
		0	42	84	126	168	210	252	294	336	378	420	462	521	580	639	698	757	816	875	934	993	1052	1111	1170	1229
		59	101	143	185	227	269	311	353	395	437	479		538	597	656	715	774	833	892	951	1010	1069	1128	1187	
			118	160	202	244	286	328	370	412	454	496		555	614	673	732	791	850	909	968	1027	1086	1145		
				177	219	261	303	345	387	429	471	513		572	631	690	749	808	867	926	985	1044	1103			
					236	278	320	362	404	446	488	530		589	648	707	766	825	884	943	1002	1061				
						295	337	379	421	463	505	547		606	665	724	783	842	901	960	1019					
							354	396	438	480	522	564		623	682	741	800	859	918	977						
								413	455	497	539	581		640	699	758	817	876	935							
									472	514	556	598		657	716	775	834	893								
										531	573	615		674	733	792	851									
											590	632		691	750	809										
												649		708	767											

Tabela 51 - Bloco VII – sequência de retardos de superfície de cada furo

					287	329	371	413	455	497	539	581	623	665	707	749	791	833								
				228	270	312	354	396	438	480	522	564	606	648	690	732	774	816								
				211	253	295	337	379	421	463	505	547	589	631	673	715	757	799								
			152	194	236	278	320	362	404	446	488	530	572	614	656	698	740	782								
			135	177	219	261	303	345	387	429	471	513	555	597	639	681	723	765								
		76	118	160	202	244	286	328	370	412	454	496	538	580	622	664	706	748								
		59	101	143	185	227	269	311	353	395	437	479	521	563	605	647	689	731								
Bloco VII	**Sequência do Diagrama de Fogo**	0	42	84	126	168	210	252	294	336	378	420	462	504	546	588	630	672	714	773	832	891	950	1009	1068	1127
		59	101	143	185	227	269	311	353	395	437	479	521	563	605	647	689	731		790	849	908	967	1026	1085	
		76	118	160	202	244	286	328	370	412	454	496	538	580	622	664	706	748		807	866	925	984	1043		
			135	177	219	261	303	345	387	429	471	513	555	597	639	681	723	765		824	883	942	1001			
			152	194	236	278	320	362	404	446	488	530	572	614	656	698	740	782		841	900	959				
				211	253	295	337	379	421	463	505	547	589	631	673	715	757	799		858	917					
				228	270	312	354	396	438	480	522	564	606	648	690	732	774	816		875						
					287	329	371	413	455	497	539	581	623	665	707	749	791	833								

BIBLIOGRAFIA

Aduvire O. et al *"Aplicación de los índices geomecanicos en el arranque de rocas mediante excavación o voladura".* Investigación Minera nº registro: TT-076

Botelho de Miranda, H.S. (1999): *"Sistemática de calculo de diagramas de fogo preliminares para desmonte de rocha em degraus".* FEUP.

Cleeton, Julien (1997): *"Air-Deck techniques – Improvement in costs and efficiency linked with use of gas bags".* Australia, Quarry Management.

EXSA 4ta Edicíon. *Manual de Perforación y Voladuras de Rocas.*

Floyd, J. L. (2004): *"Power Deck Optimization*. Power Deck Company – BLAST DYNAMICS.

Gustafsson, R. (1973). "*Swedish Blasting Technique".* SPI. Gothenburg, Sweden.

Hartman, H.L. (1992). "*SME Mining Engineering* Handbook". 2nd Edition, Volume I. Littleton, Colorado

Langefors, U. and Khilström, B. (1973). *Voladura de Rocas.* URMO

Lopez Jimeno, E. (1986). *"Implantación de um método de calculo y diseño de voladura em Banco".* Tesis Doctoral. E.T.S. Ingenieros de Minas de Madrid

Lopéz Jimeno, C. et al (2003). *Manual de Perforación y Voladuras de Rocas.* Madrid, Espanha.

Lopéz Jimeno, C., et al (2001). *Manual de Sondeos. Aplicaciones.* ETSI de Minas de Madrid. Madrid, Espanha.

Olofsson, S.O. (1990). "*Applied Explosives Technology for Construction and Mining".* APPLEX. Ärla, Sweden.

Peters, W.C. (1979): *"Exploration and Mining geology"*. JOHN WILEY AND SONS.

SANDVIK TAMROCK CORP. *"Rock Excavation Handbook"*

Thomas, L.J. (1979): " Na introduction to mining". Australia

UNIÓN ESPAÑOLA DE EXPLOSIVOS (1981): *"Explosivos y Accessorios"*.

UNION ESPAÑOLA DE EXPLOSIVOS (2000): *"Manual de Empleo de Explosivos"*

http://www.powerdeckcompany.com/powerDeckSystem.html

http://www.miningandconstruction.sandvik.com (Outubro, 2011)

http://e-geo.ineti.pt (Dezembro, 2011)

http://www.dynonobel.com (Setembro, 2011)

http://www.ucm.es/info/crismine/Metodos_explotacion.htm (Julho,2011)